ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

Directie - Redactie

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE EXTRACTIEBEDRIJVEN

4000 LIEGE, Bois du Val Benoit, rue du Chera — TEL. (04)52.71.50

JANVIER 1970 Mensuel — N° 1 — Maandelijks **JANUARI 1970**

ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

Directie - Redactie

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE EXTRACTIEBEDRIJVEN

4000 LIEGE, Bois du Val Benoit, rue du Chera — TEL. (04)52.71.50

JANVIER 1970 — Mensuel — N° 1 — Maandelijks — **JANUARI 1970**

COMITE DE PATRONAGE

MM. H. ANCIAUX, Inspecteur général honoraire des Mines, à Wemmel.
L. BRACONIER, Président-Administrateur-Délégué de la S.A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
L. CANIVET, Président Honoraire de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre à Bruxelles.
P. DE GROOTE, Ancien Ministre, à Bruxelles.
L. DEHASSE, Président d'Honneur de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Bruxelles.
M. DE LEENER, Président Honoraire du Conseil d'Administration de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
N. DESSARD, Président d'Honneur de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
P. FOURMARIER, Professeur émérite de l'Université de Liège, à Liège.
L. JACQUES, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
E. LEBLANC, Président d'Honneur de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Bruxelles.
J. LIGNY, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Marcinelle.
A. MEYERS (Baron), Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
G. PAQUOT, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
M. PERIER, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
P. van der Rest (Baron), Président du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
J. VAN OIRBEEK, Président Honoraire de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
C. VESTERS, Directeur Général Honoraire de la « N.V. Kempense Steenkolenmijnen », à Houthalen.

BESCHERMEND COMITE

HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur Generaal der Mijnen, t Wemmel.
L. BRACONIER, Voorzitter-Afgevaardigde-Beheerder va de N.V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », t Luik.
L. CANIVET, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Ko lenmijnen van het Bekken van Charleroi en van d Beneden Samber, te Brussel.
P. DE GROOTE, Oud-Minister te Brussel.
L. DEHASSE, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Ko lenmijnen van het Westen van Bergen, te Brussel.
M. DE LEENER, Ere-Voorzitter van de Bedrijfsfederati der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in Bel gië, te Brussel.
A. DELMER, Ere-Secretaris Generaal van het Ministerie va Openbare Werken, te Brussel.
N. DESSARD, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolen mijnen van de Provincie Luik, te Luik.
P. FOURMARIER, Emeritus Hoogleraar aan de Universitei van Luik, te Luik.
L. JACQUES, Voorzitter van het Verbond der Groever te Brussel.
E. LEBLANC, Ere-Voorzitter van de Associatie der Kem pische Steenkolenmijnen, te Brussel.
J. LIGNY, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijne van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Sam ber, te Marcinelle.
A. MEYERS (Baron), Ere-Directeur Generaal der Mijner te Brussel.
G. PAQUOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmij nen van de Provincie Luik, te Luik.
M. PERIER, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverhei te Brussel.
P. van der Rest (Baron), Voorzitter van de « Groupemen des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
J. VAN OIRBEEK, Ere-Voorzitter van de Federatie de Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non ferro-Metalenfabrieken, te Brussel.
C. VESTERS, Ere-Directeur Generaal van de N.V. Kem pense Steenkolenmijnen, te Houthalen.

COMITE DIRECTEUR

MM. A. VANDENHEUVEL, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
P. LEDENT, Directeur de l'Institut National des Industries Extractives, à Liège, Vice-Président.
P. DELVILLE, Directeur Général de la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
C. DEMEURE de LESPAUL, Professeur émérite d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
H. FRESON, Inspecteur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
P. GERARD, Directeur Divisionnaire Honoraire des Mines, à Hasselt.
H. LABASSE, Professeur émérite d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Liège.
J.M. LAURENT, Directeur Divisionnaire des Mines, à Jumet.
G. LOGELAIN, Inspecteur Général des Mines, à Bruxelles.
P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

HH. A. VANDENHEUVEL, Directeur Generaal der Mijnen, te Brussel, Voorzitter.
P. LEDENT, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Extractiebedrijven, te Luik, Onder-Voorzitter.
P. DELVILLE, Directeur Generaal van de Vennootschap « Evence Coppée et Cie» te Brussel.
C. DEMEURE de LESPAUL, Emeritus Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Katholieke Universiteit Leuven, te Sirault.
H. FRESON, Ere-Inspecteur Generaal der Mijnen, te Brussel.
P. GERARD, Ere-Divisiedirecteur der Mijnen, te Hasselt.
H. LABASSE, Emeritus Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Luik.
J.M. LAURENT, Divisiedirecteur der Mijnen, te Jumet.
G. LOGELAIN, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Brussel.
P. RENDERS, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.

ANNALES DES MINES
DE BELGIQUE

N° 1 - Janvier 1970

ANNALEN DER MIJNEN
VAN BELGIE

Nr 1 - Januari 1970

Direction-Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

Directie-Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE EXTRACTIEBEDRIJVEN

4000 LIEGE, Bois du Val Benoit, rue du Chera — TEL. (04) 52.71.50

Sommaire - Inhoud

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIES
1050 BRUXELLES ● EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES ● 1050 BRUSSEL
Rue Borrens, 37-41 - Borrensstraat — TEL. 48.27.84 - 47.38.52

Dépôt légal : D/1970/0168

Wettelijk depot : D/1970/0168

MINES DE HOUILLE - STEENKOLENMIJNEN

BASSINS MINIERS / MIJNBEKKENS — Périodes / Perioden	Production nette / Netto produktie t	Consomm. propre et Fournit. au pers. / Eigen verbr. en levering aan het pers.	Stocks / Voorraden t	Jours ouvrés / Gewerkte dagen	PERSONNEL — PERSONEEL: Nombre d'ouv. présents / Aantal aanwezig arb.: Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Indices - Indices: Taille / Pijler	Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Rendement (kg) / Rendement (kg): Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Présences (1) / Aanw. (%): Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Mouvem. main-d'œuvre / Werkkrachten schomm.: Belges / Belgen	Etrangers / Vreemdel.	Total / Totaal	Grisou capté et valorisé / Opgevangen en gevaloriseerd mijngas m³ à 8.500 kcal 0° C - 760 mm Hg
Borinage-Centre - Borinage-Centrum	53.870	4.933	161.053	14,81	2.138	3.146	0,248	0,610	0,932	1.638	1.073	73,85	77,70	— 222	— 285	— 507	} 4.214.804
Charleroi - Charleroi	124.270	9.641	112.780	12,80	4.854	7.150	0,220	0,554	0,868	1.806	1.152	76,70	79,86	— 24	— 83	— 107	
Liège - Luik	58.658	3.964	142.296	10,43	3.601	5.311	0,275	0,717	1,120	1.394	893	83,43	86,05	— 15	— 73	— 88	
Kempen - Campine	576.646	39.879	831.635	19,51	12.082	16.388	0,129	0,413	0,562	2.422	1.778	88,23	89,87	— 38	— 116	— 154	1.642.716
Le Royaume - Het Rijk	813.844	58.417	1.247.764	16,12	23.146	32.633	0,161	0,469	0,674	2.130(3)	1.484(3)	83,35	85,62	— 299	— 557	— 856	5.857.520(2)
1969 Juin - Juni	1.178.008	75.335	1.380.997	20,93	26.467	36.331	0,172	0,478	0,665	2.093	1.504	82,67	84,91	— 449	— 616	—1065	6.990.578(2)
Mai - Mei	1.065.279	70.915	1.404.755	18,36	23.426	32.144	0,174	0,486	0,679	2.058	1.471	83,94	85,77	— 232	— 250	— 482	6.975.061
1968 Juillet - Juli	970.593	63.763	2.428.667	17,23	27.159	38.137	0,170	0,499	0,709	2.002	1.410	83,67	85,85	— 133	— 343	— 476	5.420.926
M.M.	1.233.846	94.468	1.735.082	20,28	30.101	40.787	0,184	0,506	0,705	1.976	1.418	83,55	85,55	— 200	— 315	— 515	5.393.912
1967 M.M.	1.369.570	96.697	2.643.697	20,31	35.131	47.637	0,202	0,541	0,748	1.847	1.336	85,14	86,78	— 208	— 382	— 590	5.886.368
1966 M.M.	1.458.276	104.342	3.045.509	19,72	40.231	54.455	0,219	0,569	0,787	1.758	1.270	85,07	86,66	— 435	— 617	—1052	4.938.413
1965 M.M.	1.648.843	116.857	2.419.050	20,46	46.591	62.582	0,227	0,602	0,825	1.660	1.212	83,62	85,46	— 346	— 480	— 826	6.588.896
1964 M.M.	1.775.376	118.885	1.488.665	21,33	50.710	68.032	0,237	0,635	0,866	1.574	1.155	83,71	85,66	— 291	+ 323	+ 32	5.514.722
1963 id.	1.784.827	123.384	454.006	21,60	48.966	67.113	0,214	0,614	0,858	1.629	1.166	83,14	85,22	— 265	+ 237	— 28	5.721.228
1962 id.	1.768.804	124.240	1.350.544	21,56	52.028	71.198	0,224	0,610	0,853	1.624	1.156	81,17	83,82	— 411	+ 2	— 409	5.848.183
1960 id.	1.872.443	176.243	6.606.610	20,50	51.143	71.460	0,268	0,700	0,983	1.430	1.018	81,18	83,70	— 753	— 745	—1498	5.702.727
1956 id.	2.455.079	254.456	179.157	23,43	82.537	112.943	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1948 id.	2.224.261	229.373	840.340	24,42	102.081	145.366	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 id.	2.465.404	205.234	2.227.260	24,20	91.945	131.241	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 id.	1.903.466	187.143	955.890	24,10	105.921	146.084	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
1969 Semaine du 3 au 9-1 / Week van 3 tot 9-1	156.146	—	623.546	3,33	15.852	23.020	—	0,515	0,747	1.938	1.342	52	56	—	—	— 404	—

N. B. — (1) Uniquement les absences individuelles. — Alléén individuële afwezigheid.
(2) Dont environ 5 % non valorisé. — Waarvan ongeveer 5 % niet gevaloriseerd.
(3) Sans les effectifs de maîtrise et de surveillance : Fond : 2.437 ; Fond et surface : 1.668. — Zonder de sterkte van meester- en toezichtspersoneel : Ondergrond : 2.437 ; Onder- en bovengrond : 1.668.

BELGIQUE — FOURNITURE DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES — JUILLET 1969
BELGIE — LEVERING VAN BELGISCHE STEENKOLEN AAN DE VERSCHEIDENE ECONOMISCHE SECTORS t — JULI 1969

PERIODES / PERIODEN	Foyers domestiques, artisanat, commerce, administrations publiques	Huisbrand, kleinbedrijf, handel, openbare diensten	Cokeries / Cokesfabrieken	Fabriques d'agglomérés / Agglomeratenfabr.	Centrales électr. publiques / Openbare elektr. centrales	Sidérurgie / IJzer- en staalnijverheid	Fabrications métall. / Metaalverwerkende nijverheden	Métaux non ferreux / Non-ferro metalen	Chimie / Chemische nijverh.	Chemins de fer et autres transports / Spoorwegen en ander vervoer	Textiles, habillement, cuir / Textiel, kleding, leder	Denr. alim., boissons, tabacs / Voedingswaren, dranken, tabak	Produits minéraux non métalliques	Niet metalen delfstoffen	Pâtes à papier, papier / Papierpulp, papier	Industries diverses / Allerlei nijverheidstakken	Exportations / Uitvoer	Total du mois / Tot. v. d. maand
1969 Juillet - Juli		67.025	506.108	18.596	214.680	12.350	1.304	7.965	252	795	108	2.534		8.242	5.334	694	57.902	903.889
Juin - Juni		132.928	532.577	36.882	291.616	14.744	1.975	17.110	329	2.509	267	4.719		11.183	5.440	1.785	86.926	1.141.000
Mai - Mei		142.844	493.682	42.080	308.349	14.843	2.120	11.522	341	2.253	384	4.812		9.698	4.617	2.199	76.683	1.116.427
1968 Juillet - Juli		87.369	483.209	21.275	232.789	8.839	837	9.385	787	937	111	3.470		9.778	4.282	715	95.536	959.479
M.M.		166.544	510.582	63.687	316.154	10.976	2.595	10.189	1.129	3.241	588	6.703		11.598	4.382	3.566	95.376	1.207.310
1967 M.M.		179.557	511.078	66.778	322.824	12.848	3.358	12.199	1.900	3.861	1.033	5.946		17.630	4.454	4.134	125.871	1.273.471
1966 M.M.	174.956	(2) 12.534	466.091	76.426	334.405	13.655	4.498	15.851	6.366	7.955	1.286	5.496	15.996	(3) 11.063	5.558	14.288	99.225	1.265.649
1965 M.M.	199.055	13.850	514.092	82.985	328.016	9.420	6.730	19.999	10.123	15.861	1.453	7.909	18.819	27.628	7.295	13.802	152.092	1.429.129
1964 M.M.	217.027	14.940	526.285	112.413	294.529	8.904	7.293	21.429	13.140	23.176	2.062	13.632	22.867	57.211	10.527	15.150	169.731	1.530.316
1963 M.M.	300.893	15.952	550.211	149.315	271.797	9.759	8.376	19.453	22.480	35.888	3.714	15.319	23.929	59.790	13.213	14.933	155.655	1.670.677
1962 M.M.	278.231	13.871	597.719	123.810	341.233	8.112	10.370	21.796	23.376	45.843	3.686	17.082	26.857	65.031	13.549	20.128	223.832	1.834.526
1960 M.M	266.847	12.607	619.271	84.395	308.910	11.381	8.089	28.924	18.914	61.567	6.347	20.418	38.216	58.840	14.918	21.416	189.581	1.770.641
1956 M.M.	420.304	15.619	599.722	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	32.328(1)	353.828	2.224.332
1952 M.M.	480.657	14.102	708.921 (1)		275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

N. B. — (1) Y compris le charbon fourni aux usines à gaz. — Daarin begrepen de aan de gasfabrieken geleverde steenkolen.
(2) Fournitures aux administrations publiques. — [illegible]

GENRE PERIODE / AARD PERIODE	Fours en activité - Ovens in werking: Batteries Batterijen	Fours en activité - Ovens in werking: Fours Ovens	Charbon - Steenkolen (t): Reçu - Ontv.: Belge Inheemse	Charbon - Steenkolen (t): Reçu - Ontv.: Etranger Uitheemse	Charbon - Steenkolen (t): Enfourné In de oven geladen	Huiles combustibles Stookolie (t)	COKE - COKES (t): Production - Produktie: Gros coke Dikke cokes > 80 mm	Production - Produktie: Autres Andere	Production - Produktie: Total Totaal	Consomm. propre Eigen verbruik	Livr. au personnel Levering aan pers.	Débit - Afzet: Sect. domest., artisanat et admin. publ. (2)	Débit - Afzet: Huis. sektor, kleinbedrijf en openb. diensten (3)	Débit - Afzet: Sidérurgie IJzer- en staalnijverheid	Débit - Afzet: Centr. électr. publiques Openb. elektr. centrales	Débit - Afzet: Chemins de fer Spoorwegen	Débit - Afzet: Autres secteurs Andere sektors	Débit - Afzet: Exportation Uitvoer	Débit - Afzet: Total Totaal	Stock fin de mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Te werk gestelde arb.
Sidér. - V. staalfabr.	31	1.089	393.253	203.121	612.607	(4)	399.512	69.573	469.085	240	1.254		—	—	—	—	—	—	—	88.713	2.080
Autres - Andere . .	10	288	108.570	50.532	427.414	(4)	103.524	32.091	135.615	27	220		—	—	—	—	—	—	—	33.794	969
Royaume - Rijk . .	41	1.377	501.823	253.653	785.193	(4)	503.036	101.664	604.700	267	1.474		3.328	489.908	41	1.226	35.922	51.687	582.112	122.507	3.049
1969 Juin - Juni . .	41	1.374	527.047	256.920	764.190	(4)	494.636	97.119	591.755	260	1.869		5.956	513.737	—	639	40.098	42.579	603.009	101.129	3.048
Mai - Mei . .	41	1.371	495.895	258.009	795.882	(4)	513.414	98.236	611.650	602	798		5.626	517.262	20	87	36.421	43.653	603.069	113.968	3.042
1968 Juillet - Juli.	42	1.427	475.982	242.521	754.422	(4)	476.167	104.451	580.618	69	1.996		4.388	453.304	20	1.193	33.780	62.464	555.149	135.573	3.179
M.M. . . .	43	1.431	510.733	269.531	785.596	(4)	494.007	109.583	603.590	282	3.347		11.318	493.621	29	1.186	40.536	55.880	602.570	108.142	3.165
1967 M.M. . . .	43	1.432	501.276	247.575	744.976	1.210	463.687	107.755	571.442	466	4.173		10.678	454.308	362	928	41.099	64.028	571.403	132.940	3.289
1966 M.M.	43	1.439	465.298	283.631	757.663	1.468	461.970	118.145	580.115	1.306	5.142	11.595	1.342	442.680	117	1.010	44.278	66.884	567.906	188.726	3.524
1965 M.M.	46	1.500	502.454	306.408	797.919	1.185	479.498	131.646	611.144	1.854	5.898	14.255	1.548	466.242	61	1.097	47.386	76.499	607.088	119.973	3.868
1964 M.M.	48	1.574	520.196	283.612	805.311	840	485.178	131.291	616.429	1.759	5.640	13.562	1.833	483.554	83	1.209	48.159	59.535	607.935	161.531	3.998
1963 M.M.	47	1.561	537.432	254.416	779.546	1.153	469.131	131.231	600.362	6.274	5.994	16.368	2.766	461.484	431	2.223	50.291	60.231	593.794	147.877	4.109
1962 M.M.	49	1.581	581.012	198.200	778.073	951	481.665	117.920	599.585	6.159	5.542	14.405	2.342	473.803	159	1.362	46.384	53.450	591.905	217.789	4.310
1960 M.M.	51	1.668	614.508	198.909	811.811	23.059(1)	502.323	124.770	627.093	7.803	5.048	12.564	2.973	468.291	612	1.234	49.007	82.218	616.899	269.877	3.821
1956 M.M.	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068(1)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	2.200	56.636	76.498	591.308	87.208	4.137
1948 M.M.	47	1.510	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 M.M.	56	1.669	399.063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 M.M.	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

N.B. — (1) En hl. - In hl. — (2) Secteur domestique et artisanat - Huisbrand en kleinbedrijf. — (3) Administrations publiques - Openbare diensten. — (4) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

BELGIQUE — COKERIES
BELGIE — COKESFABRIEKEN

GENRE PERIODE / AARD PERIODE	Gaz - Gas 1.000 m³, 4.250 kcal, 0° C, 760 mm Hg: Production Produktie	Consomm. propre Eigen verbruik	Débit - Afzet: Synthèse Ammon. fabr.	Débit - Afzet: Sidérurgie Staalnijverh.	Débit - Afzet: Autres industr. Andere bedr.	Débit - Afzet: Distrib. publ. Stadsgas	Sous-produits Bijprodukten (t): Goudron brut Ruwe teer	Ammoniaque Ammoniak	Benzol
Sidérurg. - V. staalfabrieken .	205.425	112.356	10.983	65.946	21.104	25.254	16.306	4.647	3.973
Autres - Andere	62.568	29.161	8.284	—	9.746	18.235	4.613	910	1.358
Le Royaume - Het Rijk . .	267.993	141.517	19.267	65.946	30.850	43.489	20.919	5.557	5.331
1969 Juin - Juni	260.855	127.496	24.016	84.682	12.918	54.206	21.122	5.308	5.341
Mai - Mei	272.972	134.895	27.528	85.120	9.165	62.663	21.732	5.662	5.559
1968 Juillet - Juli	260.055	129.748	28.292	62.317	21.284	54.645	21.393	5.668	5.327
M.M.	273.366	131.861	32.096	81.331	7.286	76.002	21.841	5.874	5.567
1967 M.M.	260.580	122.916	36.041	78.819	4.197	75.772	21.176	6.229	4.923
1966 M.M.	262.398	124.317	47.994	71.338	7.323	76.315	21.297	6.415	5.053
1965 M.M.	280.889	131.875	79.215	68.227	7.117	76.506	23.501	6.745	5.687
1964 M.M.	282.815	132.949	75.748	69.988	6.267	77.530	23.552	6.764	5.470
1963 M.M.	279.437	128.124	73.628	66.734	5.166	82.729	23.070	6.374	5.321
1962 M.M.	280.103	128.325	69.423	67.162	7.589	82 950	23.044	6.891	5.239
1960 M.M.	283.038	133.434	80.645	64.116	12.284	77.950	22.833	7.043	5.870
1956 M.M.	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	20.628	7.064	5.569
1948 M.M.	105.334	—	—	—	—	—	16.053	5.624	4.978
1938 M.M.	75.334	—	—	—	—	—	14.172	5.186	4.636

FABRIQUES D'AGGLOMERES — JUILLET 1969
AGGLOMERATENFABRIEKEN — JULI 1969

PERIODE / PERIODE	Production - Produktie (t): Boulets Eierkolen	Briquettes Briketten	Total Totaal	Consommation propre Eigen verbruik (t)	Livraison au personnel Lever aan het personeel (t)	Mat. prem. Grondstoffen (t): Charbon Steenkool	Brai Pek	Ventes et cessions Verkocht en afgestaan (t)	Stock fin du mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeid.
1969 Juil. - Juli.	22.143	2.000	24.143	874	3.993	18.520	2.086	19.071	30.034	261
Juin - Juni.	51.890	3.458	55.348	1.594	8.871	43.380	4.690	43.853	29.829	294
Mai - Mei.	63.818	3.005	66.823	2.003	8.010	57.760	5.693	57.818	28.808	291
1968 Juil. - Juli.	19.897	2.457	22.354	1.309	3.128	12.497	1.805	19.217	40.089	429
M.M. . .	64.766	3.820	68.586	3.364	14.784	65.901	5.404	51.061	30.291	316
1967 M.M. . .	67.755	4.632	72.387	4.460	13.382	68.756	5.983	55.594	37.589	438
1966 M.M. . . .	75.315	5.645	80.950	2.316	16.191	78.302	6.329	65.598	48.275	482
1965 M.M. . . .	81.999	7.525	89.524	2.425	17.827	85.138	7.124	70.576	37.623	478
1964 M.M. . . .	109.081	10.337	119.418	2.390	18.827	115.359	9.410	94.207	53.297	498
1963 M.M. . . .	178.499	13.113	191.612	3.337	19.390	182.333	15.148	168.778	5.763	—
1962 M.M. . . .	119.386	14.134	133.520	2.920	16.708	127.156	10.135	114.940	5.315	577
1960 M.M. . . .	77.240	17.079	94.319	2.282	12.191	84.464	7.060	77.103	32.920	473
1956 M.M. . . .	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684	647
1948 M.M. . . .	27.014	53.384	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1938 M.M. . . .	39.742	102.948	142.690		—	129.797	12.918	—	—	873
1913 M.M. . . .	—	—	217.387		—	197.274	—	—	—	1.911

BELGIQUE / BELGIE — BRAI / PEK t — JUILLET 1969 / JULI 1969

PERIODE	Quantités reçues / Ontvangen hoeveelheden: Orig. indig. / Inh. oorspr.	Importations / Invoer	Total / Totaal	Consomm. totale / Totaal verbruik	Stock fin du mois / Voorr. einde maand	Exportations / Uitvoer
1969 Juillet - Juli	1.953	—	1.953	2.086	17.241	—
Juin - Juni	3.691	—	3.691	4.690	11.404	—
Mai - Mei	4.518	—	4.518	5.693	12.403	—
1968 Juillet - Juli	1.548	—	1.548	1.704	17.238	—
M.M.	4.739	86	4.825	5.404	14.882	274
1967 M.M.	4.400	40	4.440	5.983	23.403	482
1966 M.M.	4.079	382	4.461	6.329	46.421	398
1965 M.M.	4.739	1.593	6.332	7.122	68.987	1.147
1964 M.M.	6.515	7.252	13.767	9.410	82.198	1.080
1963 M.M.	9.082	6.969	16.051	15.148	30.720	2.218
1962 M.M.	8.832	1.310	10.142	10.135	19.963	—
1956 M.M.	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022	1.281
1952 M.M.	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357	2.014

BELGIQUE / BELGIE — METAUX NON-FERREUX / NON FERRO-METALEN — JUILLET 1969 / JULI 1969

PERIODE	Produits bruts - Ruwe produkten								Demi-finis - Half. pr.		
	Cuivre Koper (t)	Zinc Zink (t)	Plomb Lood (t)	Etain Tin (t)	Aluminium (t)	Antimoine, Cadmium, etc. Antim., Cadm., enz. (t)	Total Totaal (t)	Argent, or platine, etc. Zilver, goud, plat., enz. (kg)	Mét. préc. exc. Edele metalen uitgezonderd (t)	Argent, or, platine, etc. Zilver, goud, plat., enz. (kg)	Ouvriers occupés Te werk gestelde arbeiders
1969 Juillet - Juli	23.583	21.626	8.432	697	582		54.920	129.225	26.172	145	16.222
Juin - Juni	23.992	21.965	9.991	687	622		57.207	129.367	37.767	3.007	16.316
Mai - Mei	23.557	21.576	9.801	622	581		56.137	127.121	34.194	1.728	16.284
1968 Juillet - Juli	28.288	21.059	10.590	529	399		60.865	86.836	23.486	980	15.963
M.M.	28.409	20.926	9.172	497	482		59.486	85.340	32.589	1.891	15.881
1967 M.M.	26.489	18.944	8.983	514	419		55.349	41.518	29.487	1.981	16.330
1966 M.M.	25.286	20.976	7.727	548	212	384	55.128	37.580	32.828	2.247	18.038
1965 M.M	25.780	19.983	9.230	443	266	368	56.070	36.711	31.503	2.082	18.485
1964 M.M.	23.844	18.545	6.943	576	288	352	50.548	35.308	29.129	1.731	17.510
1963 M.M.	22.620	17.194	8.203	701	296	368	49.382	33.606	24.267	1.579	16.671
1962 M.M.	18.453	17.180	7.763	805	237	401	44.839	31.947	22.430	1.579	16.461
1956 M.M.	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919
1952 M.M.	12.035	15.956	6.757	850	557		36.155	23.833	12.729	2.017	16.227

BELGIQUE-BELGIE — SIDER

PERIODE PERIODE	Hauts fourneaux en activité Hoogovens in werking	PRODU							
		Produits bruts Ruwe produkten			Produits demi-finis Half-produkten				
		Fonte Gietijzer	Acier en lingots Staalblokken	Fer de masse Loep	Pour relamin. belges Voor Belg. herwalsers	Autres Andere	Aciers marchands Handelsstaal	Profilés Profielstaal	Rails et accessoires
1969 Juillet - Juli	41	876.529	958.300	(3)	50.539	60.545	166.239	59.566	3.1
Juin - Juni	41	926.288	1.076.454	(3)	59.917	59.852	232.134	69.215	4.2
Mai - Mei	41	937.420	1.077.132	(3)	56.406	56.466	216.216	65.891	4.1
1968 Juillet - Juli	38	750.884	812.307	(3)	39.488	80.136	161.171	34.052	1.7
M.M.	41	864.209	964.389	(3)	45.488	58.616	202.460	52.360	3.6
1967 M.M.	40	741.832	809.671	(3)	49.253	56.491	180.743	42.667	2.9
1966 M.M.	40	685.805	743.056	(3)	49.224	63.777	167.800	38.642	4.4
1965 M.M.	43	697.172	764.048	(3)	46.941	82.928	178.895	33.492	5.5
1964 M.M.	44	670.548	727.548	(3)	52.380	80.267	174.098	35.953	3.3
1963 M.M.	43	576.246	627.355	(3)	59.341	45.428	170.651	26.388	4.9
1962 M.M.	45	562.378	613.479	4.805	56.034	49.495	172.931	22.572	6.9
1960 M.M.	53	546.061	595.060	5.413	150.669	78.148	146.439	15.324	5.3
1956 M.M.	50	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.3
				(1)					
1948 M.M.	51	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.8
1938 M.M.	50	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.3
1913 M.M.	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.4

N.B — (1) Fers finis - Afgewerkt ijzer. — (2) Tubes soudés - Gelaste pijpen. — (3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

IMPORTATIONS-EXPORTATIONS
IN- EN UITVOER

Importations - Invoer (t)

Pays d'origine Land van herkomst Période Periode Répartition Verdeling	Charbon Steenkolen	Coke Cokes	Agglomérés Agglomeraten	Lignite Bruinkolen
C.E.C.A. - E.G.K.S.				
Allem. Occ. - W. Duitsl.	294.398	68.693	1.777	3.932
France - Frankrijk	36.810	35.897	—	—
Pays-Bas - Nederland	76.143	24.343	21.395	—
Total - Totaal	407.351	128.933	23.172	3.932
PAYS TIERS - DERDE LANDEN :				
Roy. Uni - Veren. Koninkrijk	17.127	3.335	—	—
E.U.A. - V.S.A.	72.680	—	—	—
URSS - USSR	2.168	1.570	—	—
Pologne - Polen	33.275	—	—	—
Espagne - Spanje	—	7.934	—	—
Suisse - Zwitserland	—	628	—	—
Afrique du Sud - Zuid-Afrika	—	—	—	—
Tchécoslovaquie - Tsjechoslovakije	—	2.021	—	—
Nord-Vietnam - Noord-Vietnam	124	—	—	—
Divers - Allerlei	658	—	—	—
Total Pays Tiers - Totaal Derde Landen	126.032	15.488	—	—
Ens. Juillet - 1969 Samen Juli.	533.383	144.421	23.172	3.932
1969 Juin - Juni	572.946	134.538	30.981	5.064
Mai - Mei	397.643	94.950	28.310	5.286
1968 Juillet - Juli	447.406	88.637	14.388	4.662
1968 M.M.	552.078	110.253	24.440	4.660
Repartition - Verdeling :				
1) Sect. dom. - Huisel. sektor	213.902	1.980	21.922	3.932
2) Sect. ind. - Nijverheidssekt.	306.352	130.578	—	—
3) Réexportation - Wederuit.	—	18.792	—	—
4) Mouv. stocks - Schom. voor.	—4.006	—6.929	+1.250	—

Exportations - Uitvoer (t)

Destination Land van bestemming	Charbons Steenkolen	Cokes Cokes	Agglomérés Agglomeraten
CECA - EGKS			
Allemagne Occ. - W. Duitsl.	38.444	3.392	3.591
France - Frankrijk	18.950	13.599	2.567
Luxembourg - Luxemburg	120	20.066	—
Pays-Bas - Nederland	338	765	—
Total - Totaal	57.852	37.822	6.158
PAYS TIERS - DERDE LANDEN			
Suède - Zweden	—	7.874	—
Suisse - Zwitserland	—	902	20
Divers - Allerlei	50	5.089	460
Total Pays Tiers - Totaal Derde Landen	50	13.865	480
Ens. Juillet - 1969 Samen Juli	57.902	51.687	6.638
1969 Juin - Juni	86.906	42.579	9.164
Mai - Mei	76.683	43.653	15.020
1968 Juillet - Juli	95.536	62.464	5.604
M.M.	95.376	55.880	8.018

EN STAALNIJVERHEID

JUILLET-JULI 1969

JCTIE t

Fil machine Walsdraad	Tôles fortes Dikke platen ≥ 4,76 mm	Tôles moyennes Middeldikke platen 3 à 4,75 mm 3 tot 4,75 mm	Larges plats Universeel staal	Tôles fines noires Dunne platen niet bekleed	Feuillards bandes à tubes Bandstaal Banden v. buizenstrip	Ronds et carrés pour tubes Rond en vierkant staafmat. voor buizen	Divers Allerlei	Total des produits finis Totaal der afgewerkte produkten	Tôles galv., plomb. et étamées Verzinkte, verlode en vertinde platen	Tubes d'acier Stalen buizen	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeiders
	Produits finis - Afgewerkte produkten								Produits finals Verder bew. prod.		
.842	63.297	45.257	1.729	227.940	24.378	3.110	—	652.150	47.445	21.112	48.546
.270	96.232	51.428	2.339	265.989	23.627	6.073	1.663	833.223	63.318	26.182	48.791
.288	99.744	53.791	2.152	268.424	32.412	5.339	1.979	825.395	64.196	25.797	48.531
.169	57.351	32.295	1.497	194.044	21.134	2.312	1.968	564.771	36.557	10.700	47.833
.861	78.996	37.511	2.469	227.851	30.150	3.990	2.138	722.475	51.339	20.199	47.944
.132	74.192	27.872	1.358	180.627	30.369	2.887	2.059	625.890	51.289	19.802	48.148
.133	68.572	25.289	2.073	149.511	32.753	4.409	1.636	572.304	46.916	22.462	49.651
528	65.048	23.828	3.157	137.246	31.794	1.710	2.248	559.478	43.972	21.317	52.776
.171	47.996	19.976	2.693	145.047	31.346	1.181	1.997	535.840	49.268	22.010	53.604
146	35.864	13.615	2.800	130.981	28.955	124	2.067	476.513	47.962	18.853	53.069
288	41.258	7.369	3.526	113.984	26.202	290	3.053	451.448	39.537	18.027	53.066
567	41.501	7.593	2.536	90.752	29.323	1.834	2.199	396.405	26.494	15.524	44.810
										(2)	
874	53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
979	28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
603	16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

CARRIÈRES ET INDUSTRIES CONNEXES
GROEVEN EN AANVERWANTE NIJVERHEDEN

Production Produktie	Unité - Eenheid	Juillet - Juli 1969	Juin - Juni 1969	Juillet - Juli 1968	M.M. 1968
Porphyre - Porfier :					
Moëllons - Breuksteen	t	19.209	33.673	32.533	35.032
Concassés - Puin	t	374.597	618.629	566.283	532.407
Pavés et mosaïques - Straatsteen en mozaïek	t	—	—	—	—
Petit granit - Hardsteen :					
Extrait - Ruw	m³	18.112	28.999	18.486	22.176
Scié - Gezaagd	m³	4.205	7.277	5.768	5.356
Façonné - Bewerkt	m³	685	1.094	1.068	976
Sous-prod. - Bijprodukten	m³	15.288	23.359	13.532	1.784
Marbre - Marmer :					
Blocs équarris - Blokken	m³	248	439	345	338
Tranches - Platen (20 mm)	m²	23.669	37.843	32.106	34.298
Moëllons et concassés -	t	—	—	—	—
Breuksteen en puin	t	1.439	2.231	2.645	2.237
Bimbeloterie - Snuisterijen	kg	23.683	30.500	27.070	26.578
Grès - Zandsteen :					
Moëllons bruts - Breukst.	t	22.273	33.149	19.803	17.002
Concassés - Puin	t	88.441	151.103	136.462	108.869
Pavés et mosaïques - Straatsteen en mozaïek	t	465	921	306	280
Divers taillés - Diverse	t	5.395	6.303	6.285	5.427
Sable - Zand :					
pr. métall. - vr. metaaln.	t	99.250	120.709	90.133	94.387
pr. verrerie - vr. glasfabr.	t	160.742	174.139	140.205	138.411
pr. constr. - vr. bouwbedr.	t	447.332	543.901	453.472	404.066
Divers - Allerlei	t	118.594	139.729	85.366	89.888
Ardoise - Leisteen :					
Pr. toitures - Dakleien	t	408	587	289	594
Schiste ard. - Leisteen	t	135	188	269	303
Coticule - Slijpstenen	kg	2.894	2.130	2.865	3.004

Production Produktie	Unité - Eenheid	Juillet - Juli 1969	Juin - Juni 1969	Juillet - Juli 1968	M.M. 1968
Produits de dragage - Prod. v. baggermolens :					
Gravier - Grind	t	196.027	309.165	486.551	412.107
Sable - Zand	t	156.676	246.482	60.852	51.035
Calcaires - Kalksteen	t	58.033	85.716	1.373.349	1.241.923
Chaux - Kalk	t	217.431	223.963	204.562	208.405
Phosphates - Fosfaat	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Carbonates naturels - Natuurcarbonaat	t	58.692	65.883	48.169	62.019
Chaux hydraul. artific. - Kunstm. hydraul. Kalk	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Dolomie - Dolomiet :					
crue - ruwe	t	76.507	73.982	102.711	95.955
frittée - witgegloeide	t	29.658	30.792	26.126	30.937
Plâtres - Pleisterkalk	t	5.431	4.986	7.499	6.783
Agglomérés de plâtre - Pleisterkalkagglomeraten	m²	740.236	767.202	664.501	759.694
Silex - Vuursteen :					
broyé - gestampt	t	(c)	507	304	399
pavé - straatsteen					
Feldspath et galets - Veldspaat en Strandkeien	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Quartz et Quartzites - Kwarts en Kwartsiet	t	(c)	42.651	20.296	29.312
Argiles - Klei	t	(c)	53.004	19.328	16.579
Personnel - Personeel :					
Ouvriers occupés - Tewerkgestelde arbeiders		(c)	9.605	9.900	9.804

(c) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

COMBUSTIBLES SOLIDES — C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE — JUILLET 1969
VASTE BRANDSTOFFEN — E.G.K.S. EN GROOT-BRITTANNIE — JULI 1969

PAYS LAND	Houille produite Geproduc. steenkool (1.000 t)	Ouvr. inscrits Ingeschr. arb. (1.000)		Rendement (ouvr./poste) (arb./ploeg) (kg)		Jours ouvrés Gewerkte dagen	Absentéisme Afwezigheid %		Coke de four produit Geproduceerde ovencokes (1.000 t)	Agglomérés produits Geproduceerde agglomeraten (1.000 t)	Stocks Voorraden (1.000 t)	
		Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond		Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond			Houille Kolen	Coke Cokes
Allemagne Occ. - West-Duitsl.												
1969 Juillet - Juli	9.514	140	217	3.666	2.941	23,03	28,33	26,10	2.829(*)	357	5.330	126
1968 M.M.	9.334	145	225	3.526	2.794	20,88	22,24	(3)	3.020	308	11.493	1.077
Juillet - Juli	9.279	149	229	3.570	2.854	22,66	28,55	27,75	3.010	(3)	15.101	(3)
Belgique - België												
1969 Juillet - Juli	814	34	45	2.130	1.484	20,93	16,65(1)	14,38(1)	605	24	1.248	122
1968 M.M.	1.234	37	49	1.976	1.418	20,28	16,45(1)	14,45(1)	604	69	1.735	108
Juillet - Juli	971	39	52	2.002	1.410	17,23	16,33(1)	14,15(1)	581	23	2.429	136
France - Frankr.												
1969 Juillet - Juli	2.909	73	108	2.514	1.666	18,32	15,31	8,38(2)	1.077	274	10.163	341
1968 M.M.	3.493	84	122	2.347	1.567	20,55	11,47	8,02(2)	1.026	379	10.507	475
Juillet - Juli	2.659	83	121	2.165	1.419	17,12	13,75	8,55(2)	961	359	12.315	694
Italie - Italië												
1969 Juillet - Juli	28	0,8	(3)	2.300	(3)	(3)	(3)	(3)	590	(3)	30	(3)
1968 M.M.	30	0,9	(3)	2.720	(3)	(3)	(3)	(3)	537	(3)	40	(3)
Juillet - Juli	35	0,9	(3)	3.000	(3)	(3)	(3)	(3)	530	(3)	26	(3)
Pays-B. - Nederl.												
1969 Juillet - Juli	553	10,3	(3)	2.967	(3)	(3)	(3)	(3)	163	(3)	457	(3)
1968 M.M.	572	13,2	(3)	2.574	(3)	(3)	(3)	(3)	244	(3)	546	(3)
Juillet - Juli	558	13,1	(3)	2.579	(3)	(3)	(3)	(3)	236	(3)	749	(3)
Communauté Gemeenschap												
1969 Juillet - Juli	14.055	254,7	(3)	3.326	(3)	(3)	(3)	(3)	5.786	(3)	20.190	(3)
1968 M.M.	15.084	284	(3)	3.065	(3)	(3)	(3)	(3)	5.433	(3)	24.394	(3)
Juillet - Juli	14.065	280,9	(3)	3.114	(3)	(3)	(3)	(3)	5.332	(3)	30.691	(3)
Grande Bretagne - Groot-Brittannië				à front / in front							en 1.000 t / in 1.000 t	
1969 Sem. du 20 au 26-7 / Week van 20 tot 26-7	2.335	243	308	6.875	2.063	(3)	(3)	18,12	(3)	(3)	22.526	(3)
1968 Moy. hebd. / Wekel. gem.	3.155	277	350	6.571	2.118	(3)	(3)	18,11	(3)	(3)	28.097	(3)
Sem. du 21 au 27-7 / Week van 21 tot 27-7	2.730	272	343	6.603	2.036	(3)	(3)	17,20	(3)	(3)	29.633	(3)

N. B. — (1) Uniquement absences individuelles - Alléén individuele afwezigheid. — (2) Surface seulement - Bovengrond alléén. — (3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

(*) ERRATUM : Pour juin 1969, lire 2.750 au lieu de 3.223.
Voor juni 1969, lezen 2.750 in plaats van 3.223.

MINES DE HOUILLE - STEENKOLENMIJNEN

BASSINS MINIERS / MIJNBEKKENS — Périodes / Perioden	Production nette / Netto produktie t	Consomm. propre et Fournit. au pers. / Eigen verbr. en levering aan het pers.	Stocks / Voorraden t	Jours ouvrés / Gewerkte dagen	PERSONNEL — PERSONEEL: Nombre d'ouv. présents / Aantal aanwezig arb: Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Indices - Indices: Taille / Pijler	Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Rendement (kg) / Rendement (kg): Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Présences (1) / Aanw. (%): Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Mouvem. main-d'œuvre / Werkkrachten schomm.: Belges / Belgen	Etrangers / Vreemdel.	Total / Totaal	Grisou capté et valorisé / Opgevangen en gevaloriseerd mijngas m³ à 8.500 kcal 0° C - 760 mm Hg
Borinage-Centre - Borinage-Centrum	76.800	6.247	151.721	19,65	2.065	3.089	0,233	0,542	0,816	1.846	1.225	73,49	77,74	16	59	75	1.004.746
Charleroi - Charleroi	176.566	14.682	119.030	20,00	4.559	6.760	0,227	0,547	0,840	1.823	1.190	75,15	78,30	70	228	298	
Liège - Luik	102.846	7.054	129.038	19,37	3.256	4.720	0,273	0,641	0,935	1.560	1.072	81,31	84,43	— 268	— 295	563	
Kempen - Campine	569.859	43.772	734.609	19,02	12.022	16.351	0,124	0,404	0,552	2.475	1.810	88,00	89,75	98	196	394	1.603.944
Le Royaume - Het Rijk	926.071	71.755	1.134.398	19,36	21.875	30.907	0,169	0,460	0,671	2.131	1.489(3)	82,56	84,96	— 452	— 778	1230	5.608.690 (2)
1969 Juillet - Juli	813.844	58.417	1.247.764	16,12	23.146	32.633	0,161	0,469	0,674	2.130	1.484	83,35	85,62	— 299	— 557	856	5.857.520
Juin - Juni	1.178.008	75.335	1.380.997	20,93	26.467	36.331	0,172	0,478	0,665	2.093	1.504	82,67	84,91	— 449	— 616	1065	6.990.575
1968 Août - Augustus	1.049.557	86.687	2.285.578	20,08	26.452	37.162	0,190	0,518	0,741	1.927	1.350	82,87	85,14	— 225	— 538	— 763	5.333.444
M.M.	1.233.846	94.468	1.735.082	20,28	30.101	40.787	0,184	0,506	0,705	1.976	1.418	83,55	85,55	— 200	— 315	— 515	5.393.912
1967 M.M.	1.369.570	96.697	2.643.697	20,31	35.131	47.637	0,202	0,541	0,748	1.847	1.336	85,14	86,78	— 208	— 382	— 590	5.856.368
1966 M.M.	1.458.276	104.342	3.045.509	19,72	40.231	54.455	0,219	0,569	0,787	1.758	1.270	85,07	86,66	— 435	— 617	— 1052	4.938.413
1965 M.M.	1.648.843	116.857	2.419.050	20,46	46.591	62.582	0,227	0,602	0,825	1.660	1.212	83,62	85,46	— 346	— 480	— 826	6.588.896
1964 M.M.	1.775.376	118.885	1.488.665	21,33	50.710	68.032	0,237	0,635	0,866	1.574	1.155	83,71	85,66	— 291	+ 323	+ 32	5.514.722
1963 id.	1.754.827	123.384	454.006	21,60	48.966	67.113	0,214	0,614	0,858	1.629	1.166	83,14	85,22	— 265	+ 237	— 28	5.721.228
1962 id.	1.768.804	124.240	1.350.544	21,56	52.028	71.198	0,224	0,610	0,853	1.624	1.156	81,17	83,82	— 411	+ 2	— 409	5.848.183
1960 id.	1.572.443	176.243	6.606.610	20,50	51.143	71.460	0,268	0,700	0,983	1.430	1.018	81,18	83,70	— 753	— 745	—1498	5.702.727
1956 id.	2.455.079	254.456	179.157	23,43	82.537	112.943	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1948 id.	2.224.261	229.373	840.340	24,42	102.081	145.366	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 id.	2.465.404	205.234	2.227.260	24,20	91.945	131.241	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 id.	1.903.466	187.143	955.890	24,10	105.921	146.084	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—

N. B. — (1) Uniquement les absences individuelles. — Alléén individuële afwezigheid.
(2) Dont environ 5 % non valorisé. — Waarvan ongeveer 5 % niet gevaloriseerd.
(3) Sans les effectifs de maîtrise et de surveillance : Fond : 2.444 — Fond et surface : 1.672. — Zonder de sterkte van meester- en toezichtspersoneel : Ondergrond : 2.444 — Onder- en bovengrond : 1.672.

BELGIQUE
BELGIE

FOURNITURE DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES
LEVERING VAN BELGISCHE STEENKOLEN AAN DE VERSCHEIDENE ECONOMISCHE SECTORS t

AOUT 1969
AUGUSTUS 1969

PERIODES / PERIODEN	Foyers domestiques, artisanat, commerce, administrations publiques	Huisbrand, kleinbedrijf, handel, openbare diensten	Cokeries / Cokesfabrieken	Fabriques d'agglomérés / Agglomeratenfabr.	Centrales électr. publiques / Openbare elektr. centrales	Sidérurgie / IJzer- en staalnijverheid	Fabrications métall. / Metaalverwerkende nijverheden	Metaux non ferreux / Non-ferro metalen	Chimie / Chemische nijverh.	Chemins de fer et autres transports / Spoorwegen en ander vervoer	Textiles, habillement, cuir / Textiel, kleding, leder	Denr. alim., boissons, tabacs / Voedingswaren, dranken, tabak	Produits minéraux non métalliques	Niet metalen delfstoffen	Pâtes à papier, papier / Papierpulp, papier	Industries diverses / Allerlei nijverheidstakken	Exportations / Uitvoer	Total du mois / Tot. v. d. maand
1969 Août - Augustus	99.967		516.541	32.109	228.122	12.166	1.881	10.711	337	2.007	505	6.802	8.651		2.540	1.247	57.448	981.034
Juillet - Juli	67.025		506.108	18.596	214.680	12.350	1.304	7.965	252	795	108	2.534	8.242		5.334	694	57.902	903.889
Juin - Juni	132.928		532.577	36.882	291.616	14.744	1.975	17.110	329	2.509	267	4.719	11.183		5.440	1.785	86.926	1.141.000
1968 Août - Augustus	136.425		472.040	49.176	307.213	6.650	1.908	10.783	919	1.184	322	7.139	11.605		1.946	3.845	88.487	1.099.642
M.M.	166.544		510.582	63.687	316.154	10.976	2.595	10.189	1.129	3.241	588	6.703	11.598		4.382	3.566	95.376	1.207.310
1967 M.M.	179.557		511.078	66.778	322.824	12.848	3.358	12.199	1.900	3.861	1.033	5.946	17.630		4.454	4.134	125.871	1.273.471
		(2)												(3)				
1966 M.M.	174.956	12.534	466.091	76.426	334.405	13.655	4.498	15.851	6.366	7.955	1.286	5.496	15.996	11.063	5.558	14.288	99.225	1.265.649
1965 M.M.	199.055	13.850	514.092	82.985	328.016	9.420	6.730	19.999	10.123	15.861	1.453	7.909	18.819	27.628	7.295	13.802	152.092	1.429.129
1964 M.M.	217.027	14.940	526.285	112.413	294.529	8.904	7.293	21.429	13.140	23.176	2.062	13.632	22.867	57.211	10.527	15.150	169.731	1.530.316
1963 M.M.	300.893	15.952	550.211	149.315	271.797	9.759	8.376	19.453	22.480	35.888	3.714	15.319	23.929	59.790	13.213	14.933	155.655	1.670.677
1962 M.M.	278.231	13.871	597.719	123.810	341.233	8.112	10.370	21.796	23.376	45.843	3.686	17.082	26.857	65.031	13.549	20.128	223.832	1.834.526
1960 M.M	266.847	12.607	619.271	84.395	308.910	11.381	8.089	28.924	18.914	61.567	6.347	20.418	38.216	58.840	14.918	21.416	189.581	1.770.641
1956 M.M.	420.304	15.619	599.722	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	32.328(1)	353.828	2.224.332
1952 M.M.	480.657	14.102	708.921 (1)		275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

N. B. — (1) Y compris le charbon fourni aux usines à gaz. — Daarin begrepen de aan de gasfabrieken geleverde steenkolen.
(2) Fournitures [illegible]

GENRE PERIODE / AARD PERIODE	Fours en activité - Ovens in werking: Batteries Batterijen	Fours Ovens	Charbon - Steenkolen (t) Reçu - Ontv.: Belge Inheemse	Etranger Uitheemse	Enfourné In de oven geladen	Huiles combustibles Stookolie (t)	COKE - COKES (t) Production - Produktie: Gros coke Dikke cokes > 80 mm	Autres Andere	Total Totaal	Consomm. propre Eigen verbruik	Livr. au personnel Levering aan pers.	Débit - Afzet: Sect. domest., artisanat et admin. publ. Huis. sektor, kleinbedrijf en openb. diensten		Sidérurgie Ijzer- en staalnijverheid	Centr. électr. publiques Openb. elektr. centrales	Chemins de fer Spoorwegen	Autres secteurs Andere sektors	Exportation Uitvoer	Total Totaal	Stock fin de mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Te werk gestelde arb.
Sidér. - V. staalfabr.	31	190	402.769	173.180	615.509	(4)	404.674	67.470	472.344	95	2.085	—				—	—		—	85.940	2 219
Autres - Andere	10	288	110.349	24.913	171.101	(4)	101.752	35.443	137.195	34	230	—		—	—	—	—	—	—	44.332	809
Royaume - Rijk	41	1.378	513.118	198.093	786.610	(4)	506.626	102.913	609.539	129	2.318	5.393		515.503		862	39.601	38.524	599.883	130.272	3.028
1969 Juillet - Juli.	41	1.377	501.823	253.653	785.193	(4)	503.036	101.664	604.700	267	1.474	3.328		489.908	41	1.226	35.922	51.687	582.112	122.507	3.049
Juin - Juni	41	1.374	527.047	256.920	764.190	(4)	494.636	97.119	591.755	260	1.869	5.956		513.737	—	639	49.098	42.579	603.009	101.129	3.048
1968 Août-Augustus	42	1.422	476.830	289.452	770.568	(4)	482.550	115.525	598.075	162	3.136	15.787		491.746	21	918	28.889	58.997	596.358	134.668	3.181
M.M.	43	1.431	510.733	269.531	785.596	(4)	494.007	109.583	603.590	282	3.347	11.318		493.621	29	1.156	40.536	55.880	602.570	108.142	3.165
1967 M.M.	43	1.432	501.276	247.575	744.976	1.210	463.687	107.755	571.442	466	4.173	10.678		454.308	362	928	41.099	64.028	571.403	132.940	3.289
												(2)	(3)								
1966 M.M.	43	1.439	465.298	283.631	757.663	1.468	461.970	118.145	580.115	1.306	5.142	11.595	1.342	442.680	117	1.010	44.278	66.884	567.906	188.726	3 524
1965 M.M.	46	1.500	502.454	306.408	797.919	1.185	479.498	131.646	611.144	[illegible]	[illegible]	14.255	1.548	466.242	61	1.097	47.386	75.499	607.088	119.973	3.968
1964 M.M.	45	1.574	520.196	283.612	805.311	840	485.178	131.291	616.429	1.739	5.610	13.562	1.833	483.554	83	1.209	48.159	59.535	607.935	161.531	3.998
1963 M.M.	47	1.561	537.432	254.416	779.546	1.153	469.131	131.231	600.362	6.274	5.994	16.368	2.766	461.484	431	2.223	50.291	60.231	593.794	147.877	4.109
1962 M.M.	49	1.581	581.012	198.200	778.073	951	481.665	117.920	599.585	6.159	5.542	14.405	2.342	473.803	159	1.362	46.384	53.450	591.905	217.789	4.310
1960 M.M.	51	1.668	614.508	198.909	811.811	23.059(1)	502.323	124.770	627.093	7.803	5.045	12.564	2.973	468.291	612	1.234	49.007	82.218	616.899	269.877	3.821
1956 M.M.	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068(1)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	2.200	56.635	76.498	591.308	87.208	4.127
1948 M.M.	47	1.510	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107			—	—	—	—	—	—	—	—	—	4 463
1938 M.M.	56	1.669	399 063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 M.M.	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

N.B. — (1) En hl. - In hl. — (2) Secteur domestique et artisanat - Huisbrand en kleinbedrijf. — (3) Administrations publiques - Openbare diensten. — (4) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers

BELGIQUE COKERIES
BELGIE COKESFABRIEKEN

GENRE PERIODE / AARD PERIODE	Gaz - Gas 1.000 m³, 4.250 kcal, 0° C, 760 mm Hg: Production Produktie	Consomm. propre Eigen verbruik	Débit - Afzet: Synthèse Ammon. fabr.	Sidérurgie Staalnijverh.	Autres industr. Andere bedr.	Distrib. publ. Stadsgas	Sous-produits Bijprodukten (t): Goudron brut Ruwe teer	Ammoniaque Ammoniak	Benzol
Siderurg. - V. staalfabrieken	206.508	100.983	16.485	76.688	9.588	36.757	15.295	4.111	3.684
Autres - Andere	62.588	29.165	8.040	—	9.758	18.477	4.584	1.107	1.383
Le Royaume - Het Rijk	269.096	130.148	24.525	76.688	19.346	55.234	19.879	5.218	5.067
1969 Juillet - Juli	267.993	141.517	19.267	65.946	30.850	43.489	20.919	5.557	5.331
Juin - Juni	260.855	127.496	24.016	84.682	12.918	54.206	21.122	5.308	5.341
1968 Août - Augustus	268.220	128.993	46.292	62.813	9.213	67.646	19.557	5.151	4.882
M.M.	273.366	131.861	32.096	81.331	7.286	76.002	21.841	5.874	5.567
1967 M.M.	260.580	122.916	36.041	78.819	4.197	75.772	21.176	6.229	4.923
1966 M.M.	262.398	124.317	47.994	71.338	7.323	76.315	21.297	6.415	5.053
1965 M.M.	280.889	131.875	79.215	68.227	7.117	76.506	23.501	6.745	5.687
1964 M.M.	282.815	132.949	75.748	69.988	6.267	77.530	23.552	6.764	5.470
1963 M.M.	279.437	128.124	73.628	66.731	5.166	82.729	23.070	6.374	5.321
1962 M.M.	280.103	128.325	69.423	67.162	7.589	82.950	23.044	6.891	5.239
1960 M.M.	283.038	133.434	80.645	64.116	12.284	77.950	22.833	7.043	5.870
1956 M.M.	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	20.628	7.064	5.569
1948 M.M.	105.331	—	—	—	—	—	16.053	5.624	4.978
1938 M.M.	75.334	—	—	—	—	—	14.172	5.186	4.636

FABRIQUES D'AGGLOMERES AOUT 1969
AGGLOMERATENFABRIEKEN AUGUSTUS 1969

PERIODE / PERIODE	Production - Produktie (t): Boulets Eierkolen	Briquettes Briketten	Total Totaal	Consommation propre Eigen verbruik (t)	Livraison au personnel Lever. aan het personeel (t)	Mat. prem. Grondstoffen (t): Charbon Steenkool	Brai Pek	Ventes et cessions Verkocht en afgestaan (t)	Stock fin du mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeid.
1969 Août - Aug	39.752	2 940	42.692	1.418	8.201	36.811	2.776	33.225	29.882	263
Juil. - Juli.	22.143	2.000	24.143	874	3.993	18.520	2.086	19.071	30.034	261
Juin - Juni.	51.890	3.458	55.348	1.594	8.871	43.380	4.690	43.853	29.829	294
1968 Août - Aug.	47.339	3.033	50.372	1.633	9.930	51.575	4.022	38.226	35.267	300
M.M.	64.766	3.820	68.586	3.364	14.784	65.901	5.404	51.061	30.291	316
1967 M.M.	67.755	4.632	72.387	4.460	13.382	68.756	5.983	55.594	37.589	438
1966 M.M.	75.315	5.645	80.950	2.316	16.191	78.302	6.329	65.598	48.275	482
1965 M.M.	81.999	7.525	89.524	2.425	17.827	85.138	7.124	70.576	37.623	478
1964 M.M.	109.081	10.337	119.418	2.390	18.827	115.359	9.410	94.207	53.297	498
1963 M.M.	178.499	13.113	191.612	3.337	19.390	182.333	15.148	168.778	5.763	—
1962 M.M.	119.386	14.134	133.520	2.920	16.708	127.156	10.135	114.940	5.315	577
1960 M.M.	77.240	17.079	94.319	2.282	12.191	84.464	7.060	77.103	32.920	473
1956 M.M.	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684	647
1948 M.M.	27.014	53.334	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1938 M.M.	39.742	102.948	142.690		—	129.797	12.918	—	—	873
1913 M.M.	—	—	217.387		—	197.274	—	—	—	1.911

BELGIQUE BELGIE — BRAI PEK t — AOUT 1969 AUGUSTUS 1969

PERIODE	Quantités reçues Ontvangen hoeveelheden			Consomm. totale Totaal verbruik	Stock fin du mois Voorr. einde maand	Exportations Uitvoer
	Orig. indig. Inh. oorspr.	Importations Invoer	Total Totaal			
1969 Août - Augustus	2.776	—	2.776	3.974	8.608	—
Juillet - Juli	1.953	—	1.953	2.086	17.241	—
Juin - Juni	3.691	—	3.691	4.690	11.404	—
1968 Août - Augustus	2.975	—	2.975	4.022	16.191	—
M.M.	4.739	86	4.825	5.404	14.882	274
1967 M.M.	4.400	40	4.440	5.983	23.403	482
1966 M.M.	4.079	382	4.461	6.329	46.421	398
1965 M.M.	4.739	1.593	6.332	7.122	68.987	1.147
1964 M.M.	6.515	7.252	13.767	9.410	82.198	1.080
1963 M.M.	9.082	6.969	16.051	15.148	30.720	2.218
1962 M.M.	8.832	1.310	10.142	10.135	19.963	—
1956 M.M.	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022	1.281
1952 M.M.	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357	2.014

BELGIQUE BELGIE — METAUX NON-FERREUX NON FERRO-METALEN — AOUT 1969 AUGUSTUS 1969

PERIODE	Produits bruts - Ruwe produkten								Demi-finis - Half. pr.		Ouvriers occupés Te werk gestelde arbeiders
	Cuivre Koper (t)	Zinc Zink (t)	Plomb Lood (t)	Etain Tin (t)	Aluminium (t)	Antimoine, Cadmium, etc. Antim., Cadm., enz. (t)	Total Totaal (t)	Argent, or platine, etc. Zilver, goud, plat., enz. (kg)	Mét. préc. exc. Edele metalen uitgezonderd (t)	Argent, or, platine, etc. Zilver, goud, plat., enz. (kg)	
1969 Août - Augustus	26.056	21.529	6.676	498	582		55.341	126.666	33.360	3.043	16.628
Juillet - Juli	23.583	21.626	8.432	697	582		54.920	129.225	26.172	145	16.222
Juin - Juni	23.992	21.965	9.991	687	622		57.207	129.367	37.767	3.007	16.316
1968 Août - Augustus	24.613	20.593	8.553	664	378		54.801	92.175	33.328	1.776	15.931
M.M.	28.409	20.926	9.172	497	482		59.486	85.340	32.589	1.891	15.881
1967 M.M.	26.489	18.944	8.983	514	419		55.349	41.518	29.487	1.981	16.330
1966 M.M.	25.286	20.976	7.722	548	212	384	55.128	37.580	32.828	2.247	18.038
1965 M.M.	25.780	19.983	9.230	443	266	368	56.070	36.711	31.503	2.082	18.485
1964 M.M.	23.844	18.545	6.943	576	288	352	50.548	35.308	29.129	1.731	17.510
1963 M.M.	22.620	17.194	8.203	701	296	368	49.382	33.606	24.267	1.579	16.671
1962 M.M.	18.453	17.180	7.763	805	237	401	44.839	31.947	22.430	1.579	16.461
1956 M.M.	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919
1952 M.M.	12.035	15.956	6.757	850	557		36.155	23.833	12.729	2.017	16.227

BELGIQUE-BELGIE — SIDERUR

PRODUCTI

PERIODE PERIODE	Hauts fourneaux en activité Hoogovens in werking	Produits bruts Ruwe produkten			Produits demi-finis Half-produkten				
		Fonte Gietijzer	Acier en lingots Staalblokken	Fer de masse Loep	Pour relamin. belges Voor Belg. herwalsers	Autres Andere	Aciers marchands Handelsstaal	Profilés Profielstaal	Rails et accessoires Spoorstaven en toebehoren
1969 Août - Augustus	42	909.027	1.014.288	(3)	65.991	59.924	177.913	61.289	4.796
Juillet - Juli	41	876.529	958.300	(3)	50.539	60.545	166.239	59.566	3.181
Juin - Juni	41	926.288	1.076.454	(3)	59.917	59.852	232.134	69.215	4.248
1968 Août - Augustus	40	816.507	921.465	(3)	51.496	58.988	175.664	49.428	5.042
M.M.	41	864.209	964.389	(3)	45.488	58.616	202.460	52.360	3.689
1967 M.M.	40	741.832	809.671	(3)	49.253	56.491	180.743	42.667	2.984
1966 M.M.	40	685.805	743.056	(3)	49.224	63.777	167.800	38.642	4.486
1965 M.M.	43	697.172	764.048	(3)	46.941	82.928	178.895	33.492	5.532
1964 M.M.	44	670.548	727.548	(3)	52.380	80.267	174.098	35.953	3.382
1963 M.M.	43	576.246	627.355	(3)	59.341	45.428	170.651	26.388	4.922
1962 M.M.	45	562.378	613.479	4.805	56.034	49.495	172.931	22.572	6.976
1960 M.M.	53	546.061	595.060	5.413	150.669	78.148	146.439	15.324	5.337
1956 M.M.	50	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315
				(1)					
1948 M.M.	51	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853
1938 M.M.	50	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.337
1913 M.M.	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489

N.B. — (1) Fers finis - Afgewerkt ijzer. — (2) Tubes soudés - Gelaste pijpen. — (3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

IMPORTATIONS-EXPORTATIONS
IN- EN UITVOER

Importations - Invoer (t)

Pays d'origine / Land van herkomst / Période / Periode / Répartition / Verdeling	Charbon / Steenkolen	Coke / Cokes	Agglomérés / Agglomeraten	Lignite / Bruinkolen
C.E.C.A. - E.G.K.S.				
Allem. Occ. - W. Duitsl.	269.189	63.262	1.298	3.121
France - Frankrijk	20.689	29.369	—	—
Pays-Bas - Nederland	58.866	23.202	16.242	—
Total - Totaal	348.744	115.833	17.540	3.121
PAYS TIERS - DERDE LANDEN :				
Roy. Uni - Veren. Koninkrijk	17.238	3.453	—	—
E.U.A. - V.S.A.	2.975	—	—	—
URSS - USSR	12.188	3.298	—	—
Pologne - Polen	36.709	—	—	—
Afrique du Sud - Zuid Afrika.	1.724	—	—	—
Tchécoslovaquie - Tsjechoslovakije	—	702	—	—
Espagne - Spanje	—	11.131	—	—
Finlande - Finland	—	5.325	—	—
Suisse - Zwitserland	—	620	—	—
Nord-Vietnam - Noord-Vietnam	959	—	—	—
Total Pays Tiers - Totaal Derde Landen	71.793	24.529	—	—
Ens. Août - 1969 Samen Aug.	420.537	140.362	17.540	3.121
1969 Juillet - Juli	533.383	144.421	23.172	3.932
Juin - Juni	572.946	134.538	30.981	5.064
1968 Août - Augustus	579.738	109.726	16.662	4.528
M.M.	552.078	110.253	24.440	4.660
Repartition - Verdeling :				
1) Sect. dom. - Huisel. sektor.	177.776	1.211	17.540	3.121
2) Sect. ind. - Nijverheidssekt.	242.761	127.127	—	—
3) Réexportation - Wederuit.	—	11.076	—	—
4) Mouv. stocks - Schom. voor.	— 783	+ 948	—	—

Exportations - Uitvoer (t)

Destination / Land van bestemming	Charbons / Steenkolen	Cokes / Cokes	Agglomérés / Agglomeraten
CEE - EEG			
Allemagne Occ. - W. Duitsl.	40.743	3.916	3.440
France - Frankrijk	16.459	6.767	4.310
Luxembourg - Luxemburg	100	16.768	—
Pays-Bas - Nederland	146	849	80
Total - Totaal	57.448	28.300	7.830
PAYS TIERS - DERDE LANDEN :			
Brésil - Brasilie	—	2.300	—
Norvège - Noorwegen	—	1.406	—
Suède - Zweden	—	4.163	—
Suisse - Zwitserland	—	800	135
Divers - Allerlei	—	1.555	650
Total Pays Tiers - Totaal Derde Landen	—	10.224	785
Ens. Août - 1969 Samen Aug.	57.448	38.524	8.615
1969 Juillet - Juli	57.902	51.687	6.638
Juin - Juni	86.906	42.579	9.164
1968 Août - Augustus	88.487	58.997	8.830
M.M.	95.376	55.880	8.018

ER- EN STAALNIJVERHEID

AOUT-AUGUSTUS 1969

ODUCTIE t

Produits finis - Afgewerkte produkten									Produits finals Verder bew. prod.		
Fil machine / Walsdraad	Tôles fortes / Dikke platen / > 4,76 mm	Tôles moyennes / Middeldikke platen / 3 à 4,75 mm / 3 tot 4,75 mm	Larges plats / Universeel staal	Tôles fines noires / Dunne platen niet bekleed	Feuillards bandes à tubes / Bandstaal / Banden v. buizenstrip	Ronds et carrés pour tubes / Rond en vierkant staafmat. voor buizen	Divers / Allerlei	Total des produits finis / Totaal der afgewerkte produkten	Tôles galv., plomb. et étamées / Verzinkte, verlode en vertinde platen	Tubes d'acier / Stalen buizen	Ouvriers occupés / Tewerkgestelde arbeiders
63.447	85.309	54.405	2.365	214.558	33.283	5.697	1.866	704.928	51.023	22.209	48.953
56.842	63.297	45.257	1.729	227.940	24.378	3.110	—	652.150	47.445	21.112	48.546
80.270	96.232	51.428	2.339	265.989	23.627	6.073	1.663	833.223	63.318	26.182	48.791
77.497	73.808	38.738	1.708	194.592	31.651	4.545	2.352	656.025	51.377	19.591	47.691
80.861	78.996	37.511	2.469	227.851	30.150	3.990	2.138	722.475	51.339	20.199	47.944
80.132	74.192	27.872	1.358	180.627	30.369	2.887	2.059	625.890	51.289	19.802	48.148
77.133	68.572	25.289	2.073	149.511	32.753	4.409	1.636	572.304	46.916	22.462	49.651
76.528	65.048	23.828	3.157	137.246	31.794	1.710	2.248	559.478	43.972	21.317	52.776
72.171	47.996	19.976	2.693	145.047	31.346	1.181	1.997	535.840	49.268	22.010	53.604
60.146	35.864	13.615	2.800	130.981	28.955	124	2.067	476.513	47.962	18.853	53.069
53.288	41.258	7.369	3.526	113.984	26.202	290	3.053	451.448	39.537	18.027	53.066
53.567	41.501	7.593	2.536	90.752	29.323	1.834	2.199	396.405	26.494	15.524	44.810
										(2)	
40.874	53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
28.979	28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
10.603	16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
11.852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

CARRIERES ET INDUSTRIES CONNEXES
GROEVEN EN AANVERWANTE NIJVERHEDEN

Production Produktie	Unité - Eenheid	Août - Aug. 1969	Juillet - Juli 1969	Août - Aug. 1968	M.M. 1968
Porphyre - Porfier :					
Moëllons - Breuksteen	t	32.596	19.209	39.637	35.032
Concassés - Puin	t	615.614	374.597	576.432	532.407
Pavés et mosaïques - Straatsteen en mozaïek	t	—	—	—	—
Petit granit - Hardsteen :					
Extrait - Ruw	m³	26.347	18.112	20.058	22.176
Scié - Gezaagd	m³	5.643	4.205	6.682	5.356
Façonné - Bewerkt	m³	1.148	685	1.147	976
Sous-prod. - Bijprodukten	m³	23.043	15.288	16.011	1.784
Marbre - Marmer :					
Blocs équarris - Blokken	m³	328	248	355	338
Tranches - Platen (20 mm)	m²	35.672	23.669	34.763	34.298
Moëllons et concassés - Breuksteen en puin	t	1.699	1.439	2.642	2.237
Bimbeloterie - Snuisterijen	kg	23.887	23.683	24.635	26.573
Grès - Zandsteen :					
Moëllons bruts - Breukst.	t	35.786	22.273	24.496	17.002
Concassés - Puin	t	146.983	88.441	138.609	108.869
Pavés et mosaïques - Straatsteen en mozaïek	t	301	465	661	280
Divers taillés - Diverse	t	11.342	5.395	6.976	5.427
Sable - Zand :					
pr. métall. - vr. metaaln.	t	103.353	99.250	92.869	94.387
pr. verrerie - vr. glasfabr.	t	166.198	160.742	158.578	138.411
pr. constr. - vr. bouwbedr.	t	541.234	447.332	486.566	404.066
Divers - Allerlei	t	158.049	118.594	101.776	89.888
Ardoise - Leisteen :					
Pr. toitures - Dakleien	t	450	408	512	594
Schiste ard. - Leisteen	t	148	135	358	303
Coticule - Slijpstenen	kg	1.334	2.894	2.480	3.004

Production Produktie	Unité - Eenheid	Août - Aug. 1969	Juillet - Juli 1969	Août - Aug. 1968	M.M. 1968
Produits de dragage - Prod. v. baggermolens :					
Gravier - Grind	t	516.229	196.027	472.263	412.107
Sable - Zand	t	90.118	156.676	58.725	51.035
Calcaires - Kalksteen	t	1.613.192	58.033	1.308.849	1.241.923
Chaux - Kalk	t	211.916	217.431	193.616	208.405
Phosphates - Fosfaat	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Carbonates naturels - Natuurcarbonaat	t	36.145	58.692	57.551	62.019
Chaux hydraul. artific. - Kunstm. hydraul. Kalk	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Dolomie - Dolomiet :					
crue - ruwe	t	70.304	76.507	93.294	95.955
frittée - witgegloeide	t	28.462	29.658	34.730	30.937
Plâtres - Pleisterkalk	t	7.330	5.431	8.164	6.783
Agglomérés de plâtre - Pleisterkalkagglomeraten	m²	640.644	740.236	732.808	759.694
Silex - Vuursteen :					
broyé - gestampt } pavé - straatsteen }	t	374	(c)	368	399
Feldspath et galets - Veldspaat en Strandkeien	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Quartz et Quartzites - Kwarts en Kwartsiet	t	42.189	(c)	35.192	29.312
Argiles - Klei	t	18.776	(c)	28.393	16.579
Personnel - Personeel :					
Ouvriers occupés - Tewerkgestelde arbeiders		9.663	(c)	10.126	9.804

(c) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

COMBUSTIBLES SOLIDES / VASTE BRANDSTOFFEN
C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE / E.G.K.S. EN GROOT-BRITTANNIE

AOUT 1969
AUGUSTUS 1969

PAYS LAND	Houille produite Geproduc. steenkool (1.000 t)	Ouvr. inscrits Ingeschr. arb. (1.000)		Rendement (ouvr./poste) (arb./ploeg) (kg)		Jours ouvrés Gewerkte dagen	Absentéisme Afwezigheid %		Coke de four produit Geproduceerde ovencokes (1.000 t)	Agglomérés produits Geproduceerde agglomeraten (1.000 t)	Stocks Voorraden (1.000 t)	
		Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond		Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond			Houille Kolen	Coke Cokes
Allemagne Occ. - West-Duitsl.												
1969 Août - Aug.	8.621	139	216	3.609	2.867	21.24	29.16	27.08	2.819	318	4.676	69
1968 M.M.	9.334	145	225	3.526	2.794	20.88	22.24	(3)	3.020	308	11.493	1.077
Août - Aug.	9.279	148	229	3.513	2.780	22,04	25.32	23.82	3.028	315	15.197	2.492
Belgique - België												
1969 Août - Aug.	926	33	43	2.131	1.489	19.36	82.56(1)	84.96(1)	610	73	1.134	130
1968 M.M.	1.234	37	49	1.976	1.418	20.28	16.45(1)	14.45(1)	604	69	1.735	108
Août - Aug.	1.050	39	51	1.927	1.350	20,08	17.13(1)	14.86(1)	598	50	2.286	135
France - Frankr.												
1969 Août - Aug.	1.717	72	107	2.265	1.390	12.24	(3)	(3)	1.086	172	9.742	340
1968 M.M.	3.493	84	122	2.347	1.567	20.55	11.47	8.02(2)	1.026	379	10.507	475
Août - Aug.	2.507	82	120	2.387	1.544	14,98	13.43	8.71(2)	904	275	12.078	728
Italie - Italië												
1969 Août - Aug.	24	0,8	(3)	2.211	(3)	(3)	(3)	(3)	595	(3)	33	(3)
1968 M.M.	30	0,9	(3)	2.720	(3)	(3)	(3)	(3)	537	(3)	40	(3)
Août - Aug.	24	0,9	(3)	2.359	(3)	(3)	(3)	(3)	534	5	28	396
Pays-B. - Nederl.												
1969 Août - Aug.	556	9.9	(3)	2.991	(3)	(3)	(3)	(3)	227	(3)	437	(3)
1968 M.M.	572	13,2	(3)	2.574	(3)	(3)	(3)	(3)	244	(3)	546	(3)
Août - Aug.	556	12,7	(3)	2.560	(3)	(3)	(3)	(3)	236	73	729	175
Communauté Gemeenschap												
1969 Août - Aug.	13.813	251.3	(3)	3.281	(3)	(3)	(3)	(3)	5.829	(3)	18.873	(3)
1968 M.M.	15.084	284	(3)	3.065	(3)	(3)	(3)	(3)	5.433	(3)	24.394	(3)
Août - Aug.	13.814	277.7	(3)	3.148	(3)	(3)	(3)	(3)	5.266	730	30.259	3.928
Grande-Bretagne - Groot-Brittannië				à front / in front							en 1.000 t / in 1.000 t	
1969 Sem. du 24 au 30-8-69 Week van 24 tot 30-8-69	2.511	241	306	6.860	2.145	(3)	(3)	17.32	(3)	(3)	21.835	(3)
1968 Moy. hebd. Wekel. gem.	3.155	277	350	6.571	2.118	(3)	(3)	18,11	(3)	(3)	28.097	(3)
Sem. du 24-8 au 31-8 Week van 24-8 tot 31-8	3.010	268	338	6.417	2.056	(3)	(3)	17,97	(3)	(3)	29.367	(3)

N. B. — (1) Uniquement absences individuelles - Alléén individuele afwezigheid. — (2) Surface seulement - Bovengrond alléén. — (3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

Visite à la mine de fer de Kiruna (Suède)

Bezoek aan de ijzermijn van Kiruna (Zweden)

P. STASSEN,

Directeur à l'Institut National des Industries Extractives

Directeur bij het Nationaal Instituut voor de Extractiebedrijven

RESUME

La mine de minerai de fer de Kiruna située en Laponie suédoise est la plus grande mine souterraine du monde avec sa production de 18 Mio.t par an. Le gisement se présente sous la forme d'une lentille subverticale dont l'inclinaison est voisine de 70°. Le filon a 90 m d'épaisseur et plus et s'étend sur 4 km de longueur. En profondeur il a été reconnu jusqu'à 1700 m.

L'exploitation de ce gisement est réalisée par tir de mines en éventail dans des sous-niveaux foudroyés repris en rabattant du toit au mur par tranches de 10 m d'épaisseur. Les suédois ont construit et mis en œuvre des engins puissants bien adaptés au gisement et le rendement par homme occupé à la production atteint 40.000 t par an. Les transports au fond sont réglés par un centraliste qui dispose d'un ordinateur pour l'aider dans son travail car dès le départ des chantiers d'abattage les minerais sont classés en fonction de leur teneur en phosphore. En surface les installations de traitement des minerais ont aussi pris une ampleur considérable au cours de ces dernières années afin de toujours mieux adapter la qualité des produits aux besoins des consommateurs. Finalement l'écoulement de la production du minerai vers le port d'embarquement à Narvik constitue à lui seul un exploit peu banal car il doit se faire à travers une région accidentée située au Nord du Cercle Polaire arctique c'est-à-dire soumise à des conditions climatiques très rudes. Les performances réalisées dans cette région aux points de vue techniques et sociaux méritent d'être largement diffusées.

SAMENVATTING

De ijzerertsmijn van Kiruna, gelegen in Zweeds Lapland is met haar produktie van 18 miljoen ton per jaar de grootste ondergrondse mijn ter wereld. De afzetting heeft de vorm van en nagenoeg vertikaal staande lens met een helling van zowat 70°. Deze lens heeft een dikte van 90 m en meer, strekt zich uit over een lengte van 4 km, en werd tot nu toe verkend tot op een diepte van 1700 m.

Deze afzetting wordt ontgonnen door middel van waaiervormig geplaatste mijnen volgens onderverdiepingen, met dakbreuk, en terugkerend van het dak naar de vloer, in schijven met een dikte van 10 m. De Zweden hebben machtige toestellen gebouwd en in bedrijf gesteld die bijzonder goed aangepast zijn aan deze afzetting en het effect per produktieve arbeider beloopt 40.000 t per jaar. Het vervoer in de ondergrond berust bij een dispatcher die zich van een computer bedient want het erts wordt reeds bij het verlaten van de werkplaats geklasseerd naar het fosforgehalte. De bovengrondse installaties voor het behandelen van het erts hebben de laatste jaren ook opzienbarende afmetingen aangenomen omdat men de kwaliteit van het produkten steeds beter heeft willen afstemmen op de behoeften van de verbruikers. Tenslotte is het vervoer van het erts naar de verschepingshaven van Narvik op zichzelf een alles behalve banale prestatie, want het gaat doorheen een woeste streek ten noorden van de noordelijke poolcirkel, dit wil zeggen in zeer ruwe klimatologische omstandigheden. Wat er in deze streek gepresteerd werd op technisch en sociaal gebied verdient een brede aandacht.

INHALTSANGABE

Die Eisenerzgrube Kiruna in Schwedisch-Lappland ist mit einer Förderung von 18 Mio. Tonnen jährlich die grösste Tiefbaugrube der Welt. Die Lagerstätte stellt eine mit etwa 70° einfallende Linse dar. Der Erzgang erstreckt sich in einer Mächtigkeit von 90 m und mehr über 4 km in der Länge und ist bis in eine Teufe von etwa 1700 m aufgeschlossen.

Der Abbau erfolgt im Teilsohlenbruchbau in 10 m mächtigen Scheiben vom Hangenden zum Liegenden unter Schiessarbeit mit fächerartig angeordneten Sprenglöchern. Die Schweden haben äusserst leistungsfähige, den Lagerungsverhältnissen ausgezeichnet angepasste Maschinen entwickelt. Die Leistung der vor Ort tätigen Belegschaft beträgt 40.000 t jährlich pro Mann. Die Förderung untertage wird von einem zentralen Leitstand aus geregelt. Der Fahrdienstleiter arbeitet mit einem Rechner, da das Erz bereits beim Abtransport von den einzelnen Betriebspunkten nach seinem Phosphorgehalt unterteilt wird. Auch die Aufbereitungsanlagen übertage hat man in den letzten Jahren wesentlich ausgebaut, um die Qualität der Erzeugnisse den Wünschen der Kunden besser anzupassen. Allein der Transport des Erzes zur Verschiffung nach Narvik durch eine zerklüftete Gegend unter den äusserst schwierigen klimatischen Verhältnissen nördlich des Polarkreises stellt eine nicht alltägliche Leistung dar. Die technischen und sozialen Errungenschaften in dieser unwirtlichen Gegend verdienen allgemein bekannt zu werden.

SUMMARY

The Kiruna iron mine in Swedish Lapland is the greatest underground mine in the world with its output of 18 million tons per annum. The formation have a subvertical lenticular form with a gradient of approximately 70°. The seam is over 90 m thick and 4 km long. It has been recognized as being 1700 m deep.

The working of this seam is carried out by blasting fanwise in caved sub-levels retreating from roof to floor in slices 10 m thick. The Swedes have constructed and used powerful motors very well adapted to the measures, and the output per man working on production reaches 40,000 tons per year. Underground haulage is directed by a controller who uses a computer to help him in his work, for, right from the start of the working units, the ores are classified according to their phosphorus content. At the surface, the installations for treating the ores have also been considerably developed during recent years, so as to continue adapting the quality of the products to the needs of the consumers. Lastly, the dispatch of the ore to the port of embarkation at Narvik is in itself an outstanding exploit, for it has to be carried out through a hilly region situated to the North of the Artic Circle, and hence subjected to very harsh climatic conditions. The performances achieved in this region from a technical and social point of view are worthy of high mention.

Une mission d'ingénieurs belges comprenant des représentants de la « N.V. Kempense Steenkolenmijnen », de l'Institut National des Industries Extractives, ainsi que du Ministère des Travaux Publics, s'est rendue en Suède en juin 1969 pour étudier les possibilités d'emploi en Belgique de nouveaux engins de forage.

A cette occasion et sous la conduite de représentants de la firme Atlas Copco, la mission a visité les mines de fer de Kiruna et a pu voir les engins puissants mis en œuvre dans cette exploitation qui est la plus grande mine souterraine du monde. Il nous a paru opportun de faire connaître à nos lecteurs cette réalisation grandiose, ainsi que les méthodes d'exploitation et de traitement des minerais mises en œuvre dans ce gisement. Nous exprimons nos remerciements les plus cordiaux et nos sentiments de reconnaissance à nos hôtes suédois de la firme Atlas Copco et de la Société exploitante Luossavaara - Kiirunavaara Aktiebolag (L.K.A.B.) pour l'aimable accueil qu'ils nous ont réservé et pour la documentation très abondante qu'ils nous ont fournie au cours de cette visite.

Een groep Belgische ingenieurs bestaande uit vertegenwoordigers van de « N.V. Kempense Steenkolenmijnen », van het Nationaal Instituut voor de Extractiebedrijven en van het Ministerie van Openbare Werken heeft in juni 1969 een bezoek gebracht aan Zweden ten einde de mogelijkheden te bestuderen van nieuwe boormachines in België.

Bij die gelegenheid heeft de groep onder leiding van vertegenwoordigers van de firma Atlas Copco de ijzermijnen van Kiruna bezocht en er de machtige machines gezien die worden gebruikt bij deze ontginning die de grootste ondergrondse mijn ter wereld is. Wij hebben onze lezers willen inlichten over deze prachtige realisatie en over de methoden die in deze afzetting gebruikt worden voor de ontginning en de verwerking van het erts. Onze hartelijke dank en erkentelijkheid gaan naar onze Zweedse gastheren van de firma Atlas Copco en van de ontginnende maatschappij Luossavaara-Kiirunavaara Aktiebolag (L.K.A.B.) voor de vriendelijke ontvangst die wij hebben genoten en voor de zeer overbloedige documentatie die ons tijdens ons bezoek bezorgd werd.

1. GISEMENT

Les gisements de minerai de fer de la région de Kiruna ont la forme de lentilles d'allure subverticale incluses dans des syenites et des quartz porphyriques (fig. 1).

Le gisement le plus important appelé Kiirunavaara a une longueur de plus de 4 km et une épaiseur moyenne d'environ 90 m (localement cette épaisseur peut atteindre 200 m). Les lentilles s'étendent presque en ligne droite dans la direction nord-sud et leur inclinaison moyenne est de 70° vers l'est (l'inclinaison varie entre 40 et 75°). Il semble que le gisement soit d'origine magmatique.

1. AFZETTING

De ijzerertsafzettingen in de streek van Kiruna hebben de vorm van een lens die nagenoeg vertikaal staat en ingesloten is tussen syeniet en porfierhoudende kwarts (fig. 1).

De belangrijkste afzetting draagt de naam Kiirunavaara en heeft een lengte van meer dan 4 km en een gemiddelde dikte van zowat 90 m (plaatselijk kan de dikte tot 200 m gaan). De lenzen liggen bijna op een rechte lijn in noord-zuidelijke richting met een gemiddelde helling van 70° naar het oosten (de helling varieert tussen 40 en 75°). De afzetting zou stammen uit het magma.



Fig. 1 .
Situation géographique des gisements de fer autour de Kiruna.
Geographische ligging van de ijzerafzettingen rond Kiruna.

Le minerai est généralement phosphoreux, principalement à cause de petites inclusions d'apatite, et a une très haute teneur en fer. Il est constitué par de la magnétite, mais on trouve également de petites quantités d'hématite rouge.

La production de la Société, qui est de 22 millions de tonnes par an, se décompose en 6 qualités d'après la teneur en phosphore. Ces qualités sont définies dans le tableau I.

Het erts is in het algemeen fosforhoudend, vooral wegens kleine apatietinclusies, en heeft een zeer hoog ijzergehalte. Het bestaat uit magnetiet, maar men vindt ook kleine hoeveelheden rode hematiet.

De produktie van de maatschappij, te weten 22 miljoen ton per jaar, kan naargelang van het fosforgehalte ontleed worden in 6 kwaliteiten. Deze kwaliteiten worden beschreven in tabel I.

TABLEAU I — TABEL I

Qualité - Kwaliteit	Fer - Ijzer %	Phosphore - Fosfor %
B	67	0,00/0,07
B fines - fijnkorrelig	68	0,00/0,07
C	65,5	0,16
D_1	63	0,65
D	59	1,55
D fines - fijnkorrelig	62	1,10

La teneur en phosphore du minerai brut peut atteindre jusqu'à 4 %. Les 2/3 environ de cette production correspondent aux qualités de la série D. La plus demandée par les acheteurs est la qualité D avec une teneur moyenne de 1,5 % de phosphore.

En 1968, la Société a produit 16 millions de tonnes de minerais phosphoreux, 4 millions de tonnes de minerais pauvres en phosphore et 2 millions de tonnes de boulettes (pellets) de faible teneur en phosphore (0,07 %). A l'avenir, la Société développera surtout la production de pellets et des autres qualités de minerai à faible teneur en phosphore.

L'exploitation a commencé à ciel ouvert, au début du siècle. On s'attaqua d'abord au sommet du mont Kiirunavaara, puis on continua toujours à ciel ouvert jusqu'au niveau de 230 m, qui est celui du lac Luossajarvi, c'est-à-dire celui de la plaine. Depuis la fin de 1962, on est passé à l'exploitation souterraine.

Les forages ont montré que le gisement de minerai de fer descend à plus de 1.700 m de profondeur. Jusqu'à 1.000 m, le filon ne montre aucune tendance à diminuer en largeur et jusqu'à cette profondeur les réserves connues s'élèvent à environ 50 % de celles de l'ensemble de la Laponie qui atteignent 3 milliards de tonnes.

2. METHODE D'EXPLOITATION

L'ossature de la mine est située au mur du gisement. Elle comporte :

- un premier étage à 275 m de profondeur (comptée à partir du sommet de la montagne),
- un étage à 320 m, qui est en pleine exploitation, et partiellement épuisé avec un sous-étage à 370 m,
- un étage à 420 m où se fait le roulage principal,
- un nouvel étage en préparation à 540 m (fig. 2).

A chacun des étages, on trouve un bouveau parallèle à la lentille et situé à environ 50 m au mur du gisement.

L'accès à la mine est réalisé par un tunnel incliné, creusé avec une pente de 11 %, équipé d'une route goudronnée qui descend à l'étage de 370 m. De là, des inclinés montants et descendants à 11 % également vont aux niveaux principaux de 320 m et 420 m. Les voies inclinées permettent aux voitures et camions de desservir pratiquement tous les chantiers souterrains. L'entrée du tunnel se trouve à la surface à proximité des installations de bains-douches du personnel et de la lampisterie. Le réseau de la mine comporte 400 km de galeries. Le personnel est transporté à pied d'œuvre dans des autobus spécialement construits à cet effet, qui suivent des horaires fixes et amènent les équipes jusqu'au point de travail (fig. 3).

Het fosforgehalte van het ruwe erts kan tot 4 % gaan. Ongeveer de 2/3 van deze produktie hoort bij de kwaliteit D. De kopers hebben het meeste belangstelling voor de categorie D met een gemiddeld gehalte van 1,5 % fosfor.

In 1968 produceerde de maatschappij 16 miljoen ton fosforhoudend erts, 4 miljoen ton fosforarm erts en 2 miljoen ton balletjes (pellets) met laag fosforgehalte (0,07 %). In de toekomst streeft de maatschappij vooral naar de ontwikkeling van de produktie der balletjes en andere ertskwaliteiten met laag fosforgehalte.

De ontginning begon in dagbouw, bij het begin van deze eeuw. Eerst werd de top van de berg Kiirunavaara aangepakt, vervolgens ging men in dagbouw verder tot op het peil van 230 m, dat overeenkomt met het peil van het meer Luossajarvi, of ook het peil van de vlakte. Sedert het einde van 1962 gebeurt de ontginning ondergronds.

De verkenningsboringen hebben uitgewezen dat de ertsafzetting dieper gaat dan 1700 m. Tot 1000 m vertoont de afzetting geen neiging om smaller te worden en de gekende reserven, berekend tot op deze diepte, maken zowat 50 % uit van het geheel der reserven van Lapland, en dat is 3 miljard ton.

2. ONTGINNINGSMETHODE

Het skelet van de mijn bevindt zich tegen de vloer. Het bevat :

- een eerste verdieping op een diepte van 275 m (gemeten van op de top van de berg),
- een verdieping op 320 m, die in volle produktie is en gedeeltelijk uitgeput, met een tussenverdieping op 370 m,
- een nieuwe verdieping in voorbereiding op een diepte van 540 m (fig. 2).
- een verdieping op 420 m waar het hoofdvervoer plaats vindt.

Op elke verdieping loopt er een steengang evenwijdig met de lens op zowat 50 m van de afzetting.

De toegang tot de mijn is een hellende tunnel, aangelegd met een helling van 11°, een geasfalteerde weg die daalt tot op de verdieping van 370 m. Van daar gaan hellende gangen eveneens aan 11°, opwaarts en afwaarts naar de hoofdverdiepingen van 320 en 420 m. Dank zij de hellende wegen kunnen wagens en vrachtwagens praktisch al de ondergrondse werkplaatsen aandoen. De ingang van de tunnel ligt op de bovengrond in de nabijheid van de badzalen voor het personeel en de lampenzaal. Het wegennet van de mijn bevat 400 km galerij. Het personeel wordt tot op het werk vervoerd in speciaal voor dit doel gebouwde autocars, die een vast uurrooster volgen en de ploegen op het werkpunt afzetten (fig. 3).

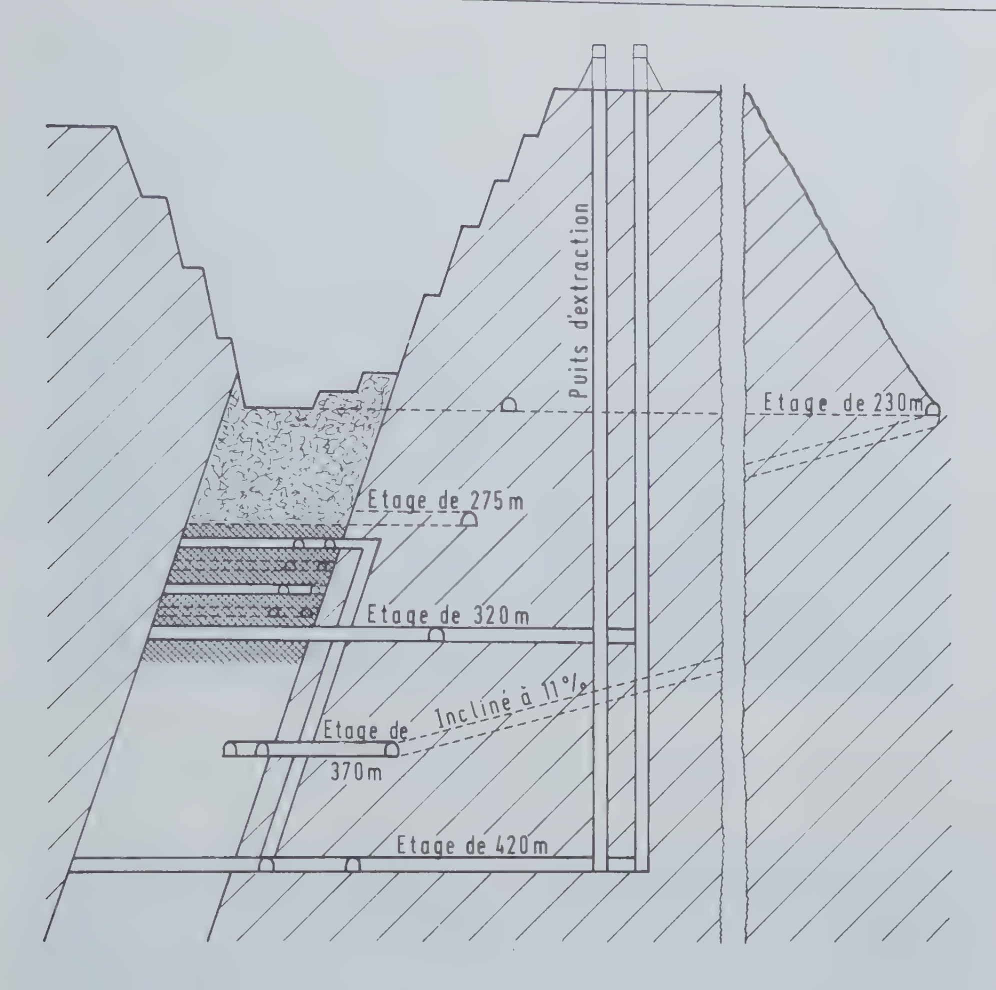


Fig. 2.

Coupe verticale à travers le gisement.

Vertikale doorsnede door de afzetting.



Fig. 3.

Galerie inclinée reliant la surface à l'étage de 370 m. Vue des autobus utilisés pour le transport du personnel.

Hellende galerij tussen de bovengrond en de verdieping van 370 m. Zicht op de autobussen voor het personenvervoer.

L'extraction s'effectue par des puits à l'aide de skips. On compte :

— 8 skips de 20 t avec contrepoids dont la capacité horaire est de 500 t. Ces skips sont actionnés par des machines d'extraction du type Koepe à 4 câbles et commande automatique. La vitesse de translation est de 7,5 m/s. Les 8 machines d'extraction sont alignées dans une même salle en tête des puits (fig. 4).
— 2 skips doubles dont la capacité horaire est de 1000 t. Les machines du type Koepe sont à 6 câbles d'extraction et à commande automatique.

La mine possède donc 10 puits d'extraction, distants de 12,5 m d'axe en axe, plus un puits pour le matériel et le personnel.

Les bouveaux de chassage au niveau d'étage ont une section 8 x 5 m (8 m de largeur et 5 m de hauteur) de façon à permettre le croisement aisé de deux autobus. Les roches sont de bonne qualité et ne nécessitent aucun soutènement, excepté localement quelques boulons de renforcement.

L'exploitation se fait par sous-niveaux avec abattage à l'explosif et foudroyage. La hauteur séparant les niveaux de 320 et 420 m (avec un étage intermédiaire à 370 m) est divisée en 10 sous-niveaux distants, respectivement de 10 m (fig. 5). L'exploitation par tranche donne une possibilité d'exploitation sélective.

A chaque sous-niveau, on creuse dans le minerai deux traçages chassants; l'un des chassages (de 5 x 3 m de section) est tangent au mur du gisement, et en suit les sinuosités; l'autre (de 6 x 4 m de section) est situé entre 15 m et 20 m du précédent et est tracé en ligne droite pour faciliter la circulation rapide des gros engins de transport (fig. 6).

Perpendiculairement à ces chassages, on creuse des chambres de 5 m de largeur, distantes de 10 m d'axe en axe. On laisse donc un pilier de 5 m entre deux chambres. Ces chambres recoupent toute la formation ferrifère du mur au toit. Au sous-niveau suivant, les chambres seront situées à l'aplomb des piliers. Les traçages de deux sous-niveaux consécutifs sont donc disposés en quinconce (fig. 7).

L'exploitation a lieu dans chaque chambre du toit au mur; on fore en éventail suivant le schéma représenté à la figure 7, de façon à abattre le minerai compris entre deux sous-niveaux et celui qui est resté dans les piliers situés entre deux chambres du niveau précédent. Les éventails sont forés à l'aide d'un appareil appelé Simba 22, qui porte deux bras de forage. Les trous sont inclinés de 80° vers l'avant (angle considéré comme le plus favorable) et les éventails sont distants de 1,80 m suivant l'axe de la galerie. On ne tire qu'un éventail à la fois dans une chambre.

Le chargement des produits est assuré, soit par « scoopmobiles », soit par des chargeuses à pinces de

De extractie gebeurt langs schachten met behulp van skips. Er zijn :

— 8 skips van 20 t met tegengewicht, met een uurcapaciteit van 500 t. Deze skips worden aangedreven door ophaalmachines van het Koepe-type met 4 kabels en automatische bediening. De translatiesnelheid bedraagt 7,5 m/s. De 8 ophaalmachines staan op éénzelfde rij in één enkele zaal boven de schachten (fig. 4).
— twee dubbele skips met een uurcapaciteit van 1000 ton, met Koepemachines met zes kabels en automatische bediening.

De mijn beschikt bijgevolg over 10 extractieschachten op een afstand van 12,5 m van as tot as, en één schacht voor het materieel en het personeel.

De richtsteengangen op het peil van de verdiepingen hebben een sectie van 8 x 5 m (8 m breed en 5 m hoog) zodat twee autocars elkaar gemakkelijk kunnen kruisen. Het gesteente is stevig en vergt geen enkele ondersteuning behalve hier en daar enkele bouten ter versterking.

De ontginning gebeurt in onderverdiepingen met behulp van springstof en dakbreuk. De hoogten tussen de peilen van 320 en 420 m (met een tussenverdieping op 370 m) wordt in 10 onderverdiepingen verdeeld die op 10 m van elkaar liggen (fig. 5). Omdat men in schijven ontgint kan men selectief te werk gaan.

Op elke onderverdieping drijft men twee richtsteengangen in het erts; de ene, met een sectie van 5 x 3 m, loopt tegen de vloer van de afzetting en volgt er alle kronkelingen van; de andere, met een sectie van 6 x 4 m, ligt 15 tot 20 m van de eerste af en is recht om het vervoer met zware toestellen te vergemakkelijken (fig. 6).

Loodrecht op deze richtsteengangen legt men kamers aan met een breedte van 5 m en een onderlinge afstand van 10 m van as tot as. Tussen twee kamers blijft dus een pijler van 5 m over. De kamers doorsnijden heel de ijzerhoudende afzetting van de vloer tot het dak. Op de volgende onderverdieping worden de kamers onder de pijlers van de vorige gelegd. De kamers van twee opeenvolgende onderverdiepingen liggen bijgevolg in verband (fig. 7).

In elke kamer ontgint men van het dak naar de vloer; men boort in waaiervorm volgens het op figuur 7 voorgestelde schema, zodat het erts wordt afgebouwd tussen twee onderverdiepingen alsook in de pijlers die achtergebleven waren tussen twee kamers van de vorige onderverdieping. De waaiers worden geboord met een toestel dat Simba 22 heet en twee boorarmen heeft. De mijngaten hebben een helling van 80° voorwaarts (hetgeen als de meest geschikte hoek wordt beschouwd) en de afstand tussen twee waaiers bedraagt 1,80 m volgens de as van de galerij. Men schiet slechts één waaier tegelijk per kamer.

Voor het laden van de afslag gebruikt men ofwel een « scoopmobile » ofwel een kreeftenschaarlader van het type Joy; de produkten worden in een Kirunatruck

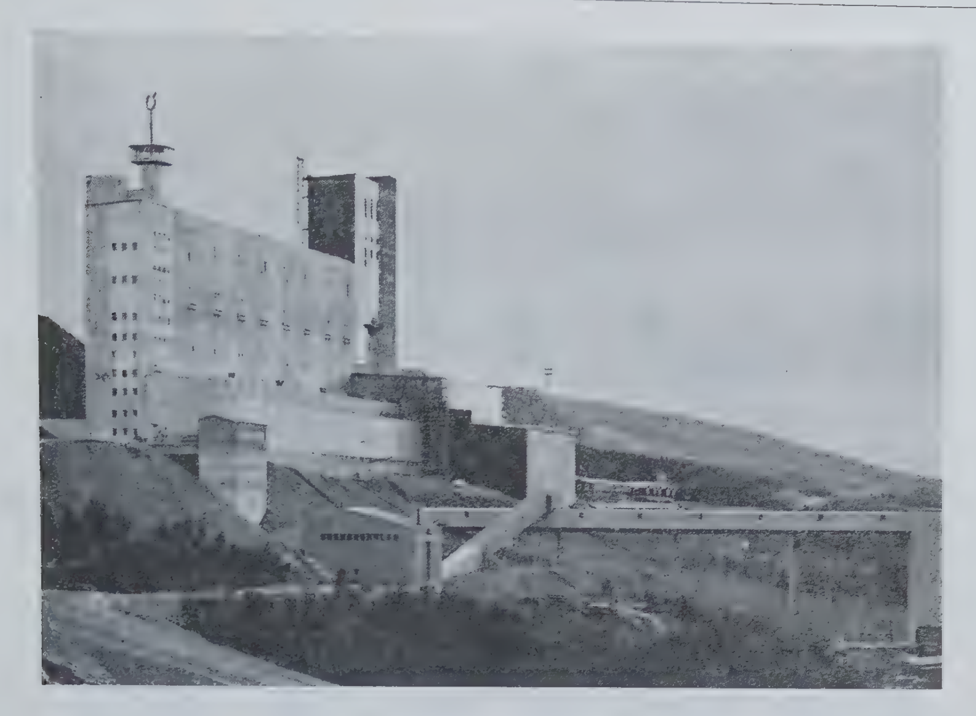


Fig. 4.
Installation d'extraction et de preparation.
Installaties voor extractie en bewerking.

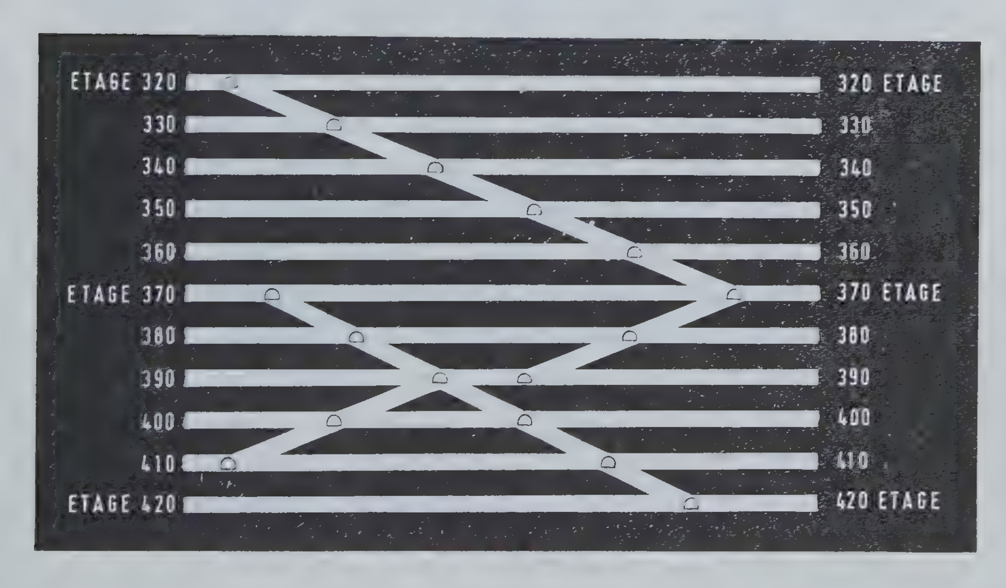


Fig. 5.
Coupe longitudinale montrant les liaisons entre les différents niveaux et sous-niveaux.
Langsdoorsnede met de verbindingen tussen de verschillende verdiepingen en onderverdiepingen.

homard du type Joy, qui les déversent dans des trucks Kiruna. Le « scoopmobile » est un engin à benne frontale qui assure à la fois le chargement et le transport jusqu'à la cheminée. Si c'est nécessaire, le scoopmobile peut soulever sa benne suffisamment haut pour la déverser dans un camion ou un truck Kiruna.

L'évacuation des produits vers l'étage principal de roulage (à 420 m) se fait par des cheminées à minerai

geladen. De « scoopmobile » heeft vanvoor een bak en zorgt zowel voor het laden als voor het vervoer tot aan de schouw. Zo nodig kan de scoopmobile zijn bak hoog genoeg heffen om de lading over te storten in een vrachtwagen of in een Kirunatruck.

De produkten worden naar de verdieping van hoofdvervoer op 420 m afgevoerd langs ertsschouwen die op enkele meters van de vloer evenwijdig met de hel-

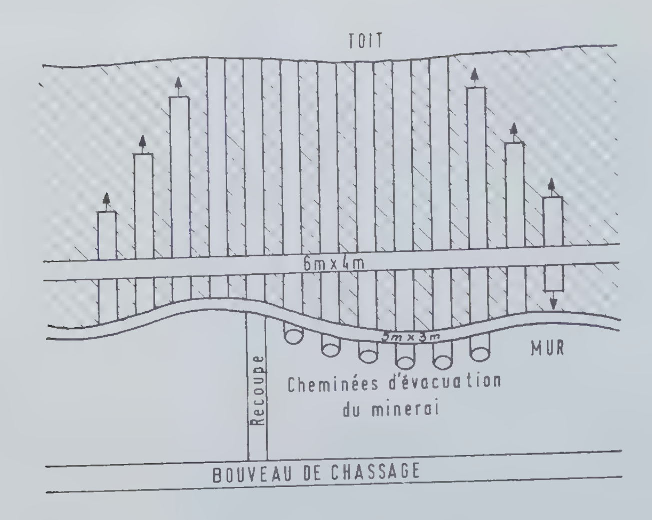


Fig. 6

Vue en plan des traçages à un sous-niveau.

Grondplan van de kamers in een onderverdieping.

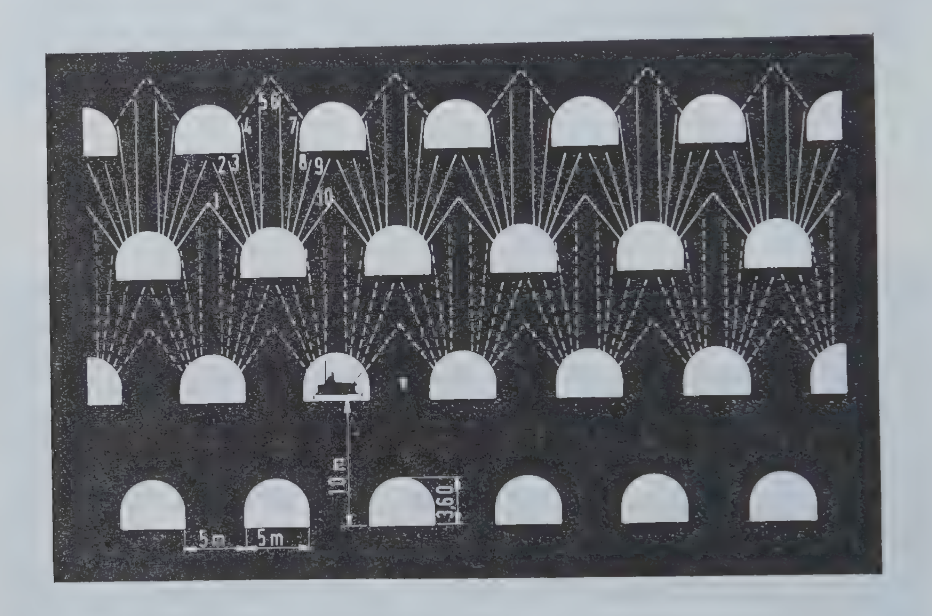


Fig. 7.

Coupe verticale longitudinale montrant les traçages en quinconce et les éventails forés.

Vertikale langsdoorsnede met de kamers in verband en de afgeboorde waaiers.

creusées à quelques mètres au mur, parallèlement à l'inclinaison du gisement (fig. 2 et fig. 6). Chaque quartier dispose d'une dizaine de cheminées d'évacuation qui sont affectées à des minerais dont la teneur en phosphore diffère. Les très nombreux sondages de reconnaissance et d'analyses permettent de déterminer avec assez bien de précision la qualité du minerai extrait dans chaque chambre à un moment déterminé.

Les liaisons verticales entre les sous-niveaux sont aussi assurées par des plans inclinés creusés dans le minerai pour faciliter le passage rapide des lourds engins d'exploitation d'un sous-niveau à l'autre.

ling van de afzetting gedreven zijn (fig. 2 en 6). Elke afdeling heeft een tiental afvoerschouwen die bestemd zijn voor erts met telkens verschillend fosforgehalte. Dank zij een groot aantal verkenningsboringen en ontledingen kent men vrij nauwkeurig de kwaliteit van het erts dat op een bepaald ogenblik in elke kamer aangetroffen wordt.

Tussen de verschillende onderverdiepingen bestaan ook hellende verbindingen in het erts, waardoor de zware winmachines gemakkelijk en vlug van de ene onderverdieping naar de andere kunnen gevoerd worden.

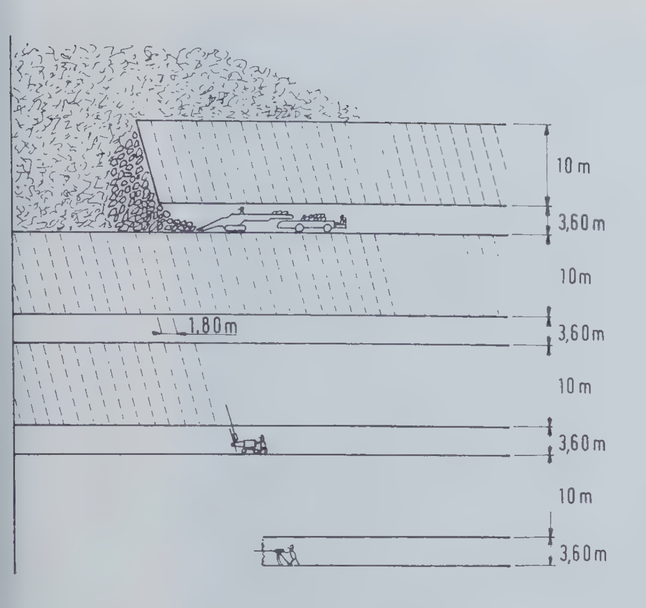


Fig. 8

Coupe verticale transversale montrant l'eploitation par sous-niveaux avec les différentes phases des travaux en cours.

Vertikale dwarsdoorsnede met de ontginning per onderverdieping, en de verschillende fazen van de werken die aan de gang zijn.

Le gisement est divisé en sections qui ont 1 km de longueur. Dans une telle section, il y a 3 ou 4 sous-niveaux simultanément en exploitation (fig. 8).

Le premier ou les deux premiers sous-niveaux sont en exploitation, c'est-à-dire qu'on y effectue le tir des éventails, le chargement et l'évacuation du minerai, le foudroyage du toit. Au 3ème sous-niveau, on fore les éventails et au 4ème on creuse les traçages en minerai.

Cet ensemble constitue un quartier ou un groupe de production.

Le minerai qui vient des traçages est propre, il ne passe pas au triage-lavoir; sa teneur en phosphore est parfaitement connue, mais peut varier d'un point à l'autre principalement perpendiculairement aux épontes. Il est directement déversé dans des cheminées affectées à ces produits.

Après le tir d'un éventail, le minerai chargé au début est très propre. Sa teneur en phosphore est connue. A la fin, du fait de la présence des éboulis de foudroyage, la teneur en stériles augmente et est en moyenne de 20 %. Les produits sont alors déversés dans d'autres cheminées. Les pertes de minerai sont de l'ordre de 10 %.

De afzetting wordt verdeeld in secties met een lengte van 1 km. In elke sectie zijn 3 of 4 onderverdiepingen tegelijk in ontginning (fig. 8).

Eén of twee onderverdiepingen zijn in afbouw, dit wil zeggen dat men er de waaier schiet, het erts laadt en het dak doet instorten; op de derde onderverdieping boort men de waaiers en op de vierde drijft men de kamers in het erts.

Dit geheel vormt een afdeling of produktiegroep.

Het erts van de kamers is zuiver en gaat niet langs de zeverij-wasserij; het fosforgehalte is nauwkeurig gekend maar kan verschillen volgens de plaats, en dan vooral naargelang van de afstand tot de nevengesteenten. Het wordt rechtstreeks in een schouw gebracht die voor deze produkten voorbehouden is.

Na het afschieten van een waaier is het erts aanvankelijk zuiver en is zijn fosforgehalte gekend. Op het einde neemt het gehalte aan steriele bestanddelen wegens de stenen van de dakbreuk toe en gaat het tot een gemiddelde van 20 %. Deze produkten worden in andere schouwen gestort. Het ertsverlies is van de grootteorde van 10 %.

3. MATERIEL UTILISE DANS UN QUARTIER D'EXPLOITATION

Forage en traçages

En traçages, on utilise des jumbos à 3 bras :

— soit du type Gardner Denver,
— soit du type Atlas Copco (ceux-ci sont en service depuis peu de temps). Ces appareils sont commandès par 1 homme (fig. 9). Ils sont montés sur un véhicule à pneus.

3. HET MATERIEEL DAT IN EEN ONTGINNINGSAFDELING GEBRUIKT WORDT

Het boren in de kamers.

In de kamers gebruikt men jumbo's met drie armen :

— ofwel van het type Gardner Denver,
— ofwel van het type Atlas Copco (nog niet lang in bedrijf). Deze toestellen worden door één persoon bediend (fig. 9). Ze staan op een voertuig op luchtbanden.



Fig. 9.

Jumbo pour traçages.

Jumbo voor het drijven van kamers.

Les traçages ou chambres ont une section de 5 x 3,60 m.

Les volées ont 3 m de profondeur et on fore 42 trous par volée de 43 à 45 mm de diamètre. La vitesse moyenne de forage en traçage est de 1 m/min. Un jumbo est capable de forer 3 volées par poste, soit :

— 3 x 42 = 126 m par volée

— 126 x 3 = 378 m (soit 360 à 380 m par poste).

Explosif et tir

On utilise un mélange de nitrate ammonique et de fuel-oil (à 5 %). Le mélange est préparé en surface et amené à front dans des récipients de 40 kg placés sur un véhicule à pneus. Ce véhicule porte un petit compresseur qui donne une pression de 3 kg et une cuve à pression (fig. 10).

Dans chaque trou, on place au fond une cartouche de dynamite et un détonateur. Le nitrate fuel est versé dans la cuve et introduit dans les trous à l'aide de tuyaux flexibles.

La ligne de tir est reliée à un exploseur qui lance le courant électrique dans la ligne.

Chargement

Le chargement en traçages est assuré par des chargeurses Joy à pinces de homard bien connues (fig. 11). Celles-ci déversent les produits dans un truck Kiruna

De kamers hebben een sectie van 5 x 3,60 m.

De afslag heeft een dikte van 3 m en er worden 42 mijnen met een doormeter van 43 tot 45 m geboord per afslag. In de kamers is de gemiddelde boorsnelheid 1 m/min. Een jumbo kan drie afslagen per dienst boren, hetgeen neerkomt op

— 3 x 42 = 126 m per afslag

— 126 x 3 = 378 m (360 tot 380 m per dienst).

Springstof en schietmaterieel.

Men gebruikt een mengsel van ammoniumnitraat en fuel (tegen 5 %). Het mengsel wordt op de bovengrond gereedgemaakt en aangevoerd in vaten van 40 kg in een wagen op luchtbanden. Op dit voertuig staat een drukkuip en een kleine compressor die een druk van 3 kg/cm^2 geeft (fig. 10).

Op de bodem van elke mijn plaatst men een dynametpatroon en een ontsteker. Met mengsel nitraat-fuel wordt in de drukkuip gegoten en in de mijnen gebracht met behulp van slangen.

De schietlijn wordt verbonden met een afvuurtoestel dat een elektrische stroom in de lijn zendt.

Het laden.

In de kamers gebeurt het laden met de welbekende kreeftenschaarladers Joy (fig. 11). Deze toestellen laden de produkten in Kirunatrucks en daarin worden ze naar

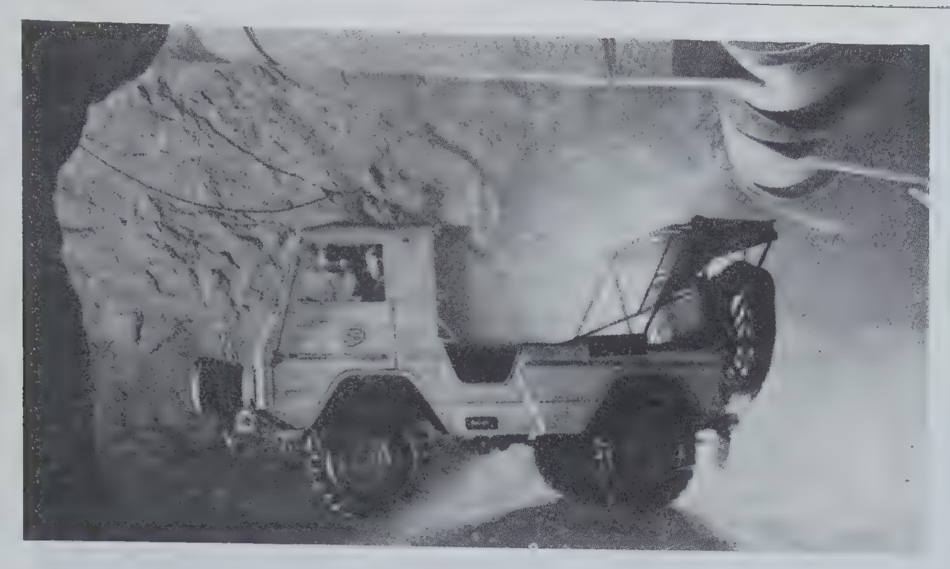


Fig. 10.
Véhicule utilisé pour le chargement des fourneaux de mines.
Voertuig dat gebruikt wordt voor het laden van de mijnen.



Fig. 11.
Chargeuse Joy et truck Kiruna.
Laadmachine Joy en Kiruna-truck.

qui les transportent jusqu'aux cheminées d'évacuation vers l'étage principal de roulage (étage de 420 m). Les traçages à eux seuls assurent 15 à 20 % de la production.

Forage des éventails

Le forage des éventails est exécuté par un appareil sur pneus à 2 bras appelé « Simba 22 », commandé par un seul homme (fig. 12). Il y a 18 « Simba 22 » en service à Kiruna, plus 5 en réserve et en réparation (total 23).

de schouwen gebracht, langs waar ze afgevoerd worden naar de verdieping van hoofdvervoer (verdieping van 420 m). Uit de kamers alleen komt 15 tot 20 % van de produktie.

Het boren van de waaiers.

De waaiers worden geboord met een toestel op luchtbanden, met twee boorarmen, dat Simba 22 heet, en door één persoon wordt bediend (fig. 12). Er zijn 18 Simba 22 in dienst te Kiruna, benevens 5 in reserve en in herstelling (totaal 23).



Fig .12

Engin de forage à 2 bras du type « Simba 22 » de la firme Atlas Copco pour le forage des éventails.

Twee-armenboormachine van het type « Simba 22 » van de firma Atlas Copco voor het boren van de waaiers.

Chaque éventail comporte 10 trous dont la disposition est bien visible sur la figure 7. Les trous les plus longs peuvent atteindre 12 m. On fore 60 à 70 m par éventail. Les éventails sont inclinés vers l'avant à 80° par rapport à l'horizontale et distants l'un de l'autre de 1,80. Chaque « Simba » peut forer 5 éventails par poste, soit 300 à 350 m de trous. En travaillant à 2 postes, un appareil peut ainsi reculer de 18 m par jour dans le traçage. Ces appareils forent 2 millions de mètres par an.

La vitesse de forage est de 40 à 50 m par minute, c'est-à-dire la moitié de celle des traçages du fait de l'allongement et du retrait des barres. Une barre de forage peut forer 1.500 m et un taillant « Sandwik » 500 à 700 m de trous.

Au lieu de l'éventail, on envisage de faire l'abattage par trous parallèles. Dans ce cas, tous les trous seraient également longs et auraient environ 16 m, c'est-à-dire la hauteur entre deux sous-niveaux, moins la hauteur de la chambre.

Le forage des trous parallèles d'égale longueur est beaucoup plus facile à réaliser que l'éventail qui demande de la précision et de l'attention. Les inclinaisons et les longueurs des trous doivent être scrupuleusement respectées si l'on veut éviter de percer au vide, de laisser du minerai, de tirer des gros blocs avec tous les ennuis que cela comporte (tir de pétards, etc...).

Pour forer des trous parallèles, on envisage la réalisation d'un nouvel appareil dont les bras seraient disposés sur des glissières.

Tir des éventails — Chargement et transport vers les cheminées.

Le tir des éventails se fait également au nitrate fuel. Un tir donne environ 600 tonnes. La distance moyenne de transport est de 120 mètres.

Elke waaier bevat 10 mijnen waarvan de ligging goed zichtbaar is op figuur 7. De langste mijnen kunnen 12 m worden. Men boort 60 tot 70 m per waaier. De waaiers hebben een helling van 80° ten opzichte van de horizontale in voorwaartse richting en staan op afstanden van 1,80 m van elkaar. Elke Simba kan 5 waaiers per dienst boren, hetgeen neerkomt op 300 tot 350 m mijn. Op twee diensten kan een toestel op die manier 18 m afleggen in achterwaartse richting in een kamer. Deze toestellen boren 2 miljoen meter per jaar. De boorsnelheid in de kamers, dit wegens het verlengen en terugtrekken van de boorijzers. Een boorijzer kan 1500 m boren en een beitel Sandvik 500 tot 700 m.

In plaats van waaiers zou men voor de ontginning evenwijdige gaten willen boren. In dat geval zouden alle gaten even lang zijn en wel ongeveer 16 m, dit wil zeggen de afstand tussen twee onderverdiepingen min de hoogte van de kamer.

Het boren van evenwijdige en even lange mijnen is veel gemakkelijker dan het boren van een waaier waarvoor precisie en aandacht vereist zijn. De helling en de lengte van de mijnen moeten nauwkeurig in acht genomen worden zo men wil vermijden in de ledige ruimte te boren, erts achter te laten, zware blokken te vormen met al de nadelige gevolgen daarvan (hulpmijnen enz.).

Voor deze evenwijdige mijnen denkt men aan een nieuwsoortig toestel waarvan de armen op glijbanen zouden zitten.

Het afvuren van de waaiers — Laden en vervoeren naar de schouwen.

In de waaiers wordt eveneens het nitraat-fuel mengsel gebruikt. Een salvo geeft ongeveer 600 ton. Gemiddeld moet het erts over 120 m vervoerd worden.

On utilise deux équipements différents.

1°) Soit une chargeuse Joy à pinces de homard avec 2 trucks du type Kiruna. La capacité d'un tel ensemble s'élève à 1000 ou 1500 t/poste pour 3 hommes.

2°) Soit un scoopmobile à benne frontale de 3,5 m³ de capacité qui assure à la fois le chargement et le transport (fig. 13). Dans ce cas, un seul homme assure une production de 850 à 1000 t à condition de l'utiliser sur de courtes distances. C'est pourquoi on utilise généralement cet engin à front des chambres en dépilage près des cheminées.

Men gebruikt twee verschillende uitrustingen :

1°) Ofwel een kreeftenschaarlader Joy met twee Kirunatrucks. Dit geheel geeft een capaciteit van 1 000 tot 1 500 t/dienst met 3 man ;

2°) Ofwel een scoopmobile met frontale bak van 3,5 m³ die tegelijkertijd instaat voor het laden en het vervoer (fig. 13). In dat geval kan één man een produktie van 850 tot 1 000 t vervoeren op voorwaarde dat het over korte afstanden gaat. Om die reden wordt dit toestel meestal gebruikt aan het front van de kamers die dicht bij een schouw liggen.



Fig. 13.

« Scoopmobile » à benne frontale.

« Scoopmobile » met bak vooraan.

Les raisons qui motivent le choix des équipements sont : la distance et la ventilation.

Les chargeuses à pinces de homard sont électrifiées, mais le truck Kiruna est équipé d'un moteur diesel comme le scoopmobile d'ailleurs. Cependant, le moteur du scoopmobile doit être plus puissant du fait qu'il doit assurer la pénétration dans le tas de minerai. Ce moteur donne un dégagement d'oxyde de carbone plus important, ce qui exige un renforcement de la ventilation et entraîne donc des frais d'aérage plus élevés.

L'équipement d'un groupe de production comporte :

— 3 à 4 chargeuses Joy
— 5 scoopmobiles.

Bij de keuze van de machines laat men zich leiden door de afstand en de luchtverversingsproblemen.

Kreeftenschaarladers zijn geëlektrificeerd, maar de Kirunatruck heeft een dieselmotor evenals de scoopmobile trouwens. De motor van de scoopmobile moet echter krachtiger zijn omdat hij moet in staat zijn in de ertshoop te dringen. Deze motor geeft meer koolmonoxyde af hetgeen een betere luchtverversing vereist en dus hogere luchtverversingskosten meebrengt.

De uitrusting van een produktiegroep bestaat uit het volgende :

— 3 of 4 laadmachines Joy
— 5 scoopmobilen.

Le personnel travaille 8 heures à front, mais au milieu du poste, le travail est interrompu pendant 3/4 d'heure (ce temps n'étant pas compris dans le temps de travail). Les hommes des fronts sont transportés par autobus dans des réfectoires aménagés aux différents étages (5 restaurants souterrains) et des repas chauds identiques à ceux des cantines de surface leur sont servis au fond (fig. 14). A côté des réfectoires, on trouve aussi des salles de repos (fig. 15).

Het personeel werkt 8 uur aan het front, doch in het midden van de dienst is er een onderbreking van 3/4 uur (tijd die niet in de arbeidsduur begrepen is). De frontarbeiders worden in autocars naar eetzalen gebracht die op elke verdieping zijn ingericht (er zijn 5 ondergrondse restaurants) en krijgen in de ondergrond eenzelfde warme maaltijd als in de bovengrondse kantines (fig. 14). Naast deze eetzalen zijn er ook rustlokalen (fig. 15).



Fig. 14

Vue d'un réfectoire souterran.

Zicht op een ondergrondse refter.



Fig. 15.

Vue d'une salle de repos souterraine.

Zicht op een ondergronds ontspanningslokaal.

4. TRANSPORT GENERAL AU FOND

Le transport général s'effectue actuellement à l'étage de 420 m à l'aide de locomotives à trolley de 40 t. L'alimentation est assurée en courant continu de 600 V. On utilise des berlines de 20 t de charge utile à vidange par le fond (fig. 16). Un train est constitué de 10 à 12 berlines, soit une charge de 200 à 240 t.

Pour réaliser une production annuelle de 18 millions de tonnes, le trafic est assuré par 18 trains qui vont

4. ALGEMEEN ONDERGRONDS VERVOER

Het algemeen vervoer verloopt momenteel op de verdieping van 420 m en gebeurt met trolleylocomotieven van 40 t. De voeding geschiedt met gelijkstroom op 600 V. Men gebruikt wagens van 20 t nuttige lading met bodemlossing (fig. 16). Elke trein bevat 10 tot 12 wagens of een lading van 200 tot 240 t.

Om tot een jaarlijkse produktie van 18 miljoen ton te komen vergt het vervoer het gebruik van 18 treinen

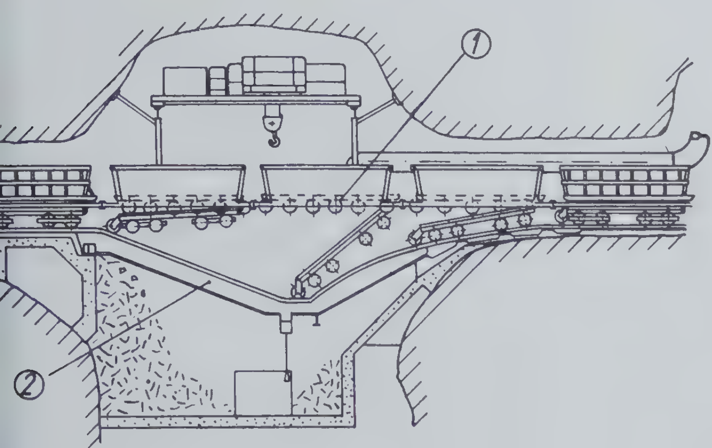


Fig. 16

Vidange par le fond des wagons de minerais.

Het onderlossen van de ertswagens.

1. Essieux porteurs fixés au châssis des wagons.
2. Chemin de roulement pour fond mobile des wagons.

1. Op het raam van de wagens vastgemaakte draagassen.
2. Rolweg voor beweegbare bodem van de wagens.

s'approvisionner à 80 cheminées de chargement. Avant l'extraction, le minerai est concassé à 100 mm par une batterie de 6 concasseurs dont la granulométrie est de 100 mm. Il est ensuite emmagasiné dans des silos et remonté en surface par des skips. Pour assurer le déblocage de la production, chaque train doit effectuer 16 à 17 trajets par jour.

Il est également nécessaire d'organiser le trafic en fonction de la qualité du minerai désirée et tout spécialement en fonction de la teneur en phosphore.

La circulation des convois est réglée à partir d'un poste central qui dispose d'un ordinateur IBM 1620, avec un système de contrôle IBM 1710 (fig. 17). Au nouvel étage, le central contrôlant le trafic sera encore plus perfectionné. L'ordinateur électronique peut prendre des décisions plus rapidement que l'homme en ce qui concerne les voies à emprunter par les convois, leur destination, etc... et ses décisions peuvent être basées sur un plus grand nombre d'informations.

die geladen worden aan de voet van 80 schouwen. Vooraleer opgehaald te worden wordt het erts gebroken op 100 mm in een batterij van 6 brekers met een granulometrie van 100 mm. Vervolgens wordt het erts opgeslagen in bunkers en opgehaald met skips. Om de produktie te kunnen verwerken moet elke trein 16 tot 17 reizen maken per dag.

Men is ook verplicht het vervoer te organiseren overeenkomstig de kwaliteit van het gewenste erts en bijzonder overeenkomstig het fosforgehalte.

De loop der treinen wordt geregeld van uit een centrale post die gebruik maakt van een computer IBM 1620 en een controlesysteem IBM 1710 (fig. 17). Op de nieuwe verdieping zal de centrale voor de controle van het vervoer nog beter zijn uitgerust. De elektronische computer werkt sneller dan de mens bij het nemen van beslissingen inzake de door de treinen te nemen sporen, hun bestemming enz., en deze beslissingen worden genomen in functie van een groter aantal gegevens.

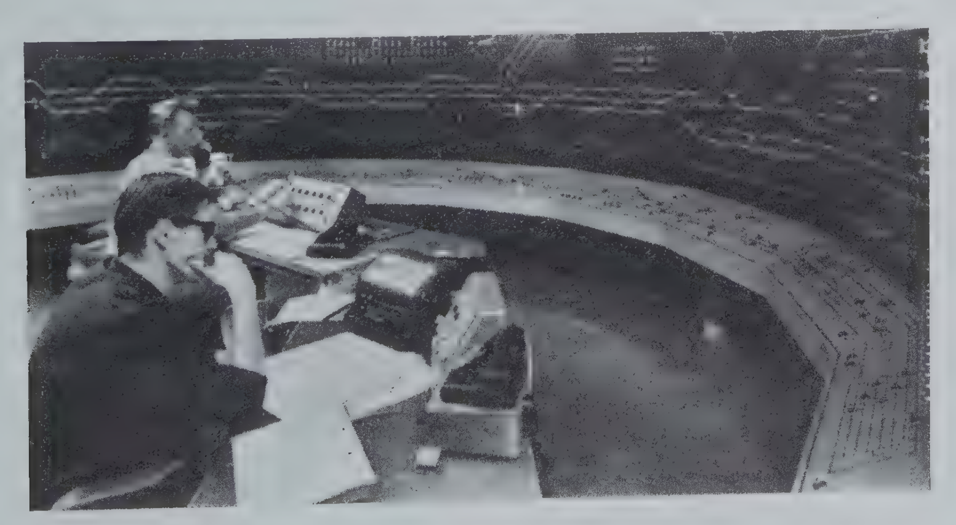


Fig. 17.

Salle de contrôle du trafic souterrain à l'étage de 420 m.

Kontrolekamer voor het ondergronds vervoer op de verdieping van 420.

L'homme est toujours présent dans le système comme surveillant, prêt à reprendre le commandement de l'ordinateur en cas d'incidents imprévus.

La destination de chaque train est fixée à partir du central qui commande les aiguillages et les signaux pour arriver à un point de chargement bien déterminé.

L'ordinateur connaît le numéro du train, la nature (pierre - minerai), l'origine, la teneur en phosphore, la destination et l'occupation des voies.

L'ordinateur connait aussi le niveau de remplissage de chaque cheminée et la teneur en phosphore du minerai, ainsi que celle des silos d'alimentation des skips.

Pour obtenir la qualité de minerai voulue, qui est surtout fonction de la teneur en phosphore, il est indispensable de connaître la teneur en P du minerai en place et de celui exploité à chacun des fronts.

A cet effet, on effectue des sondages de reconnaissance et on prélève des échantillons de distance en distance. On en prélève aussi dans les traçages en creusement et dans les tas après chaque tir d'exploitation.

Ces échantillons sont analysés aux rayons X et toutes les données sont consignées dans l'ordinateur. Elles servent d'informations de base pour la conduite de l'exploitation, de l'emmagasinage dans les cheminées et pour le chargement dans les trains.

Pour assurer un contrôle permanent de la teneur, des échantillons sont prélevés dans les trains en marche, analysés en 4 minutes dans de petits laboratoires de chantier situés au fond et les résultats sont transmis téléphoniquement au centraliste qui les introduit dans l'ordinateur. Il peut ainsi encore diriger le train vers un culbuteur et un skip déterminés.

Tous les wagons sont pesés sur une balance électronique avant leur vidange et leur poids est transmis au central qui évalue ainsi la production de chaque poste.

Lorsque tous les wagons d'un train sont culbutés, la locomotive a terminé sa mission mais 400 millisecondes après, elle reçoit une nouvelle mission et le nouvel itinéraire est fixé. Le machiniste ne connaît pas la nouvelle adresse, mais se contente de suivre l'itinéraire imposé pour se rendre à la cheminée où il doit effectuer le chargement suivant. Dès que le train est chargé, l'adresse s'efface et le convoi est dirigé vers un des concasseurs.

Si une défectuosité apparaît au système électronique, le préposé peut passer en commande manuelle. Il dispose alors de 60 boutons qui lui permettent d'assurer le trafic et de donner les ordres indispensables.

On a décidé de porter à 120 m au lieu de 100 m la hauteur entre étages pour amortir, sur un tonnage plus élevé, les frais importants d'équipement du nouvel étage qui comprend :

— un dispatching avec commande du trafic par ordinateur,
— une vaste installation de concasseurs primaires et secondaires,
— des installations de chargement des skips et des silos intermédiaires d'emmagasinage.

De mens blijft in het systeem aanwezig, als toezichter, gereed om het commando opnieuw op te nemen wanneer er onvoorziene moeilijkheden optreden.

Van elke trein wordt de bestemming bepaald door de centrale, die de wissels en signalen zo regelt dat de trein bij het voorop gekozen laadpunt toekomt.

De computer kent het nummer van de trein, de aard van de lading (stenen - erts), de oorsprong, het fosforgehalte, de bestemming, en de bezetting van de sporen.

De computer kent eveneens de vullingsgraad van elke schouw en het fosforgehalte van het erts; hetzelfde geldt voor de voedingsbunkers van de skips.

Om erts te bekomen met de gewenste kwaliteit, en dit is vooral een kwestie van fosforgehalte, moet men absoluut weten hoeveel fosfor het erts in situ bevat en wat het gehalte is aan elk winfront.

Met dat doel voert men verkenningsboringen uit en neemt men monsters op geregelde afstanden. Men neemt ook monsters aan de fronten der kamers en na de afslag bij elke afvuring tijdens de ontginning.

Deze monsters worden met X-stralen onderzocht en al de gegevens worden aan de computer doorgegeven. Ze vormen de basisinformatie voor het drijven van de ontginning, het vullen van de schouwen en het laden van de treinen.

Om het gehalte ononderbroken te controleren neemt men monsters van de rijdende treinen; deze monsters worden binnen de vier minuten ontleed in kleine ondergrondse veldlaboratoriums en de resultaten worden doorgegeven aan de dispatcher die ze in de computer steekt. Op die manier is het mogelijk de trein alsnog naar een bepaalde kieper en terminusbunker te zenden.

Al de wagens worden vóór het ledigen gewogen op een elektronisch weegtoestel en hun gewicht wordt meegedeeld aan de centrale die aldus de produktie per dienst berekent.

Wanneer al de wagens van een trein gekiept zijn heeft de locomotief haar opdracht uitgevoerd, maar 400 milliseconden later krijgt ze er een nieuwe en is de nieuwe weg uitgestippeld. De machinist kent zijn nieuwe bestemming niet; hij beperkt er zich toe de opgelegde weg te volgen en zich te begeven naar de schouw waar hij zijn trein moet laden. Zodra de trein geladen is vervalt de bestemming en wordt de sleep naar een der brekers geleid.

Wanneer het elektronisch systeem defect geraakt kan de dispatcher overgaan op handbediening; hij heeft dan 60 knoppen waarmee hij het verkeer kan gaande houden en de nodige orders geven.

Men heeft besloten de verdiepingshoogte van 100 op 120 m te brengen, ten einde de hoge kosten voor de uitrusting van een nieuwe verdieping over een grotere tonnage te kunnen spreiden; deze kosten behelzen :

— de computerbesturing van het verkeersnet;
— een omvangrijke reeks primaire en secundaire brekers;
— laadinrichtingen voor de skips en vliegwielbunkers.

On est actuellement limité en production par le transport au fond et le transport en surface entre Kiruna et Narvik. Avec les moyens dont on dispose, on s'efforce d'augmenter la production en réduisant la quantité de stériles à extraire.

5. TRAITEMENT DES MINERAIS

Triage

Les installations de traitement des minerais ont pris une ampleur considérable au cours de ces dernières années afin de toujours mieux adapter la qualité des produits aux besoins réels des consommateurs.

Ainsi que nous venons de le voir, environ 20 % de la production proviennent du traçage des recoupes et ce minerai ne subit pas d'autre traitement qu'un simple concassage avant d'être expédié au port d'embarquement.

Les 80 % qui viennent de l'exploitation proprement dite sont pollués par environ 20 % de stériles au moment du chargement. Ils doivent donc être triés.

L'atelier de triage est situé sur le versant occidental de la colline, attenant au bâtiment des skips d'extraction. Il y a autant de sections de triage qu'il y a d'installations d'extraction, c'est-à-dire *10*. Les skips étant déjà spécialisés dans l'extraction de qualités différentes, les sections de triage le sont aussi. Deux et parfois même quatre des sections sont affectées au triage des minerais pauvres en phosphore et les autres au minerai à teneur plus élevée en P.

Les traitements comprennent essentiellement :

- des criblages par voie sèche ou humide;
- des séparations magnétiques en 3 ou 4 étages à sec ou sous eau.

L'installation est capable de traiter 18 Mio.t brutes, soit 14,5 millions de produits vendables. Ceux-ci sont stockés dans 12 silos de 7000 t : 10 pour les minerais en morceaux et 2 pour les fines.

Concentration.

Depuis 1969, une usine de concentration est en service à Kiruna et, grâce à son fonctionnement aux 3 postes, elle est capable de produire près de 2 Mio.t de concentrés pour pellets. Les produits à haute teneur en fer et faible teneur en phosphore sont obtenus à partir de minerais finement broyés, enrichis par séparation magnétique à plusieurs étages.

Le broyage s'effectue en deux stades :

- Des broyeurs à barres donnant des produits inférieurs à 1 mm qui subissent une séparation magnétique.
- Des broyeurs autogènes qui traitent les produits issus de la première séparation magnétique et les broient à 0,07 mm (200 mesh). Dans ces broyeurs, ce sont des morceaux de minerai qui sont utilisés comme éléments broyants, au lieu de boulets d'acier.

Momenteel wordt de produktie geremd door het vervoer in de ondergrond en het vervoer op de bovengrond tussen Kiruna en Narvik. Met de middelen waarover men beschikt beijvert men zich om de produktie te verhogen door een vermindering van de hoeveelheid op te halen gangstenen.

5. BEHANDELING VAN HET ERTS

Het zeven.

De installaties voor het behandelen van het erts hebben de laatste jaren een belangrijke uitbreiding genomen, omdat men de produkten steeds meer wil aanpassen aan de juiste behoeften van de verbruikers.

Wij hebben reeds gezien dat zowat 20 % van de produktie voortkomt van het drijven der kamers; dit erts ondergaat geen andere behandeling dan een eenvoudig breken, vooraleer verzonden te worden naar de verschepingshaven.

De 80 % die van de eigenlijke ontginning komen worden vermengd met zowat 20 % stenen tijdens het laden. Deze produktie moet gezeefd worden.

De zeverij ligt tegen de westelijke flank van de heuvel en grenst aan het gebouw der extractieskips. Er zijn in de zeverij zoveel secties als er ophaalinstallaties zijn, dit wil zeggen *10*. Aangezien de skips reeds één speciale kwaliteit erts optrekken, zijn ook de secties van de zeverij voor een bepaalde kwaliteit gespecialiseerd. Twee of soms vier secties werken met fosforarm erts, de andere met erts dat een hoger fosforgehalte heeft.

Deze behandeling komt hoofdzakelijk hierop neer :

- het zeven langs droge of natte weg;
- het magnetisch scheiden in 3 of 4 categorieën, en dit langs droge weg of onder water.

De installatie heeft een capaciteit van 18 miljoen bruto ton of 14,5 miljoen ton verkoopbaar produkt. Dit laatste wordt opgeslagen in 12 bunkers van 7000 t : 10 voor het stukerts en 2 voor het fijne erts.

Concentratie.

Sinds 1969 werkt er in Kiruna een concentreerfabriek die, omdat ze drie diensten per dag werkt, in staat is zowat 2 miljoen ton te concentreren voor het vormen van pellets. De produkten, met hoog ijzergehalte en laag fosforgehalte, worden bekomen door fijn gemalen ijzererts aan te rijken door een magnetische scheiding in verschillende trappen.

Het breken gebeurt in twee stadiums :

- staafbrekers geven een produkt onder de millimeter, dat een magnetische scheiding ondergaat;
- autonome molens nemen de produkten van de eerste magnetische scheiding over en malen ze tot 0,07 mm (200 mesh). In deze molens worden de ertsbrokjes gebruikt als malende elementen in plaats van stalen kogeltjes.

A la sortie de ce 2ème étage de broyage, le minerai subit une nouvelle séparation magnétique en 4 étages qui donne alors le concentré définitif destiné à la pelletisation.

Bouletage.

L'usine a été calculée pour atteindre une capacité annuelle de près de 2 Mio.t de pellets pour hauts fourneaux.

La pelletisation ou bouletage comprend deux opérations successives :

— fabrication des boulettes,
— cuisson des boulettes pour leur donner la résistance mécanique indispensable aussi bien pour le transport que pour leur traitement dans les hauts fourneaux.

Aux concentrés venant de l'usine on ajoute de la bentonite comme liant et le produit ainsi obtenu est dirigé vers six circuits de formation de boulettes crues. Celles-ci sont obtenues dans des tambours cylindriques de 9 m de longueur, puis doivent être calcinées. Ce traitement s'effectue sur une grille mobile de 86 m de longueur sur laquelle sont fixés 296 paniers à calciner. Les paniers chargés de boulettes crues traversent successivement des zones du four à températures croissantes puis décroissantes. Au cours de ce circuit, elles sont d'abord séchées, puis calcinées et finalement soumises à un refroidissement lent.

La température de frittage — environ 1300°C — est essentiellement obtenue par des brûleurs à mazout, mais aussi par la chaleur dégagée par l'oxydation de la magnétite et sa transformation en hématite.

En bas de la zone de frittage, les boulettes commencent à se refroidir et, à la sortie du four, elles sont évacuées à une température d'environ 500°C.

6. TRANSPORT VERS LE PORT DE NARVIK

Ce transport est déjà excellent, mais il comprend encore un nombre important de tronçons à simple voie qui constituent des goulots limitant l'expansion de la production.

Le transport est assuré dans des wagons de 42 t à raison de *25* à *28* convois par jour d'une contenance de 2500 t. Actuellement, le transport fonctionne sans interruption le samedi et le dimanche.

Comme la mine arrête 3 semaines en été, on envisage d'établir une vaste aire de stockage pour y emmagasiner la production de 3 semaines et la charger en wagons pendant les vacances.

On envisage de remplacer les wagons de 42 t par des wagons à 4 essieux de 80 t. De ce fait, la charge par essieu passe de 18 à 25 t, ce qui nécessite le renforcement du raillage sur les 170 km qui séparent Kiruna de Narvik.

Na deze twee maaltrappen wordt het erts een tweede keer door een viertraps magneetscheider gezonden, die het definitief concentraat geeft voor het vormen van de pellets.

Het vormen van de pellets.

De fabriek werd berekend voor een jaarcapaciteit van 2 miljoen ton pellets voor hoogovens.

Het vormen van pellets of balletjes bevat twee bewerkingen :

— het vormen van de balletjes;
— het bakken van de balletjes, waardoor ze de mechanische weerstand krijgen die onmisbaar is zowel voor het vervoer als voor de verwerking in de hoogoven.

Het concentraat van de fabriek wordt vermengd met bentoniet dat als bindmiddel optreedt en het aldus bekomen produkt gaat naar zes ketens waarin de rauwe balletjes worden gevormd. Deze laatste worden vervaardigd in cilindrische trommels met een lengte van 9 m en moeten dan gecalcineerd worden. Dit gebeurt op een beweeglijk rooster met een lengte van 86 m waarop 296 calcineerkorven staan. De met balletjes gevulde korven door lopen achtereenvolgens ovenzones met toenemende en dan met afnemende temperatuur. In de loop van deze behandeling worden ze eerst gedroogd, dan gecalcineerd en eindelijk traag afgekoeld.

De sintertemperatuur — zowat 1300°C — wordt in hoofdzaak bekomen met mazoutbranders, maar ook door de warmte afgestaan tijdens de oxydatie van het magnetiet en de omvorming ervan tot hematiet.

Voorbij de sinterzone beginnen de balletjes af te koelen en op het einde van de oven worden ze afgevoerd op een temperatuur van zowat 500°C.

6. VERVOER NAAR DE HAVEN VAN NARVIK

Dit vervoer is reeds zeer goed georganiseerd maar het bevat nog een groot aantal secties met enkel spoor die even veel flessenhalzen vormen en die daardoor de toeneming van de produktie in de weg staan.

Het vervoer geschiedt in wagens van 42 t waarmee per dag *25* tot *28* treinen gevormd worden met een inhoud van 2500 ton. Momenteel loopt het vervoer ononderbroken door op zaterdag en zondag.

Aangezien de mijn in de zomer drie weken stilligt, denkt men eraan een grote stockeerruimte aan te leggen die de produktie van drie weken kan bevatten, welke produktie dan gedurende de vakantie in wagens zou kunnen geladen worden.

Men wil ook de wagens van 42 ton vervangen door wagens met 4 assen met een laadvermogen van 80 ton; hierdoor zou de belasting per as stijgen van 18 tot 25 ton en zou het spoor moeten versterkt worden over de 170 km die Kiruna scheiden van Narvik.

En hiver, le trafic ne peut être assuré que grâce à l'emploi de locomotives chasse-neige qui circulent nuit et jour.

Les trains de 2500 t sont tractés par 2 locomotives de 7500 cv. Leur capacité sera portée à 3900 tonnes et ils seront tractés par 3 locomotives de 9000 cv.

Quand tout le matériel sera remplacé, la capacité d'un train sera augmentée de 1400 t, ce qui représente plus de 30.000 t par 24 heures ou 10 millions de tonnes par an.

7. PERSONNEL ET DIVERS

La Société emploie 3800 personnes à la section de Kiruna, dont 700 employés et 1000 hommes au fond à Kiruna (fig. 18).

Tijdens de winter kan het vervoer slechts gaande gehouden worden dank zij sneeuwruimers die dag en nacht werken.

De treinen van 2500 t worden getrokken door 2 locomotieven van 7500 pk. Hun capaciteit zal opgedreven worden tot 3900 t en ze zullen getrokken worden door 3 locomotieven van 9000 pk.

Als al het materieel zal vervangen zijn, zal de capaciteit per trein toegenomen zijn met 1400 t, hetgeen meer dan 30.000 t geeft per 24 uur en 10 miljoen ton per jaar.

7. PERSONEEL EN ALLERHANDE

De maatschappij stelt 3800 personen te werk in de afdeling Kiruna; het zijn 700 bedienden en 1000 man in de ondergrond te Kiruna.

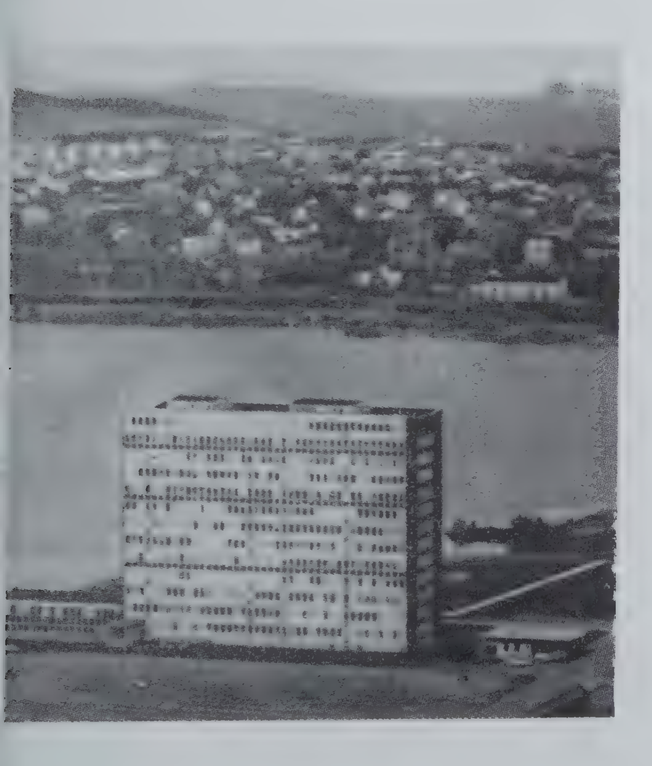


Fig. 18

Kiruna : On voit au premier plan l'immeuble de 13 étages qui abrite les services administratfs et au delà du lac une partie de l'agglomération.

Kiruna : Op het voorplan ziet men het gebouw met 13 verdiepingen waarin zich de administratieve diensten bevinden, en aan de overkant van het meer een gedeelte van de agglomeratie.

Les 2000 autres personnes sont occupées dans les installations de surface : triage, concentration, bouletage, ateliers de réparation, transport vers Narvik, petite exploitation souterraine de Luossavaara située de l'autre côté du lac (2 Mio.t par an) et exploitation à ciel ouvert de Zénobie (2 Mio.t par an).

Le personnel du fond de Kiruna compte :

— 280 personnes à l'exploitation proprement dite et

— 170 personnes aux traçages dans le minerai, soit : 450 ouvriers productifs sur 1000.

Le rendement des hommes occupés à la production est de 40.000 t/an, soit 18 Mio.t par an pour Kiruna. En ajoutant 2 Mio.t à Luossavaara (50 personnes) et

De 2000 anderen werken in de bovengrondse installaties, de zeverij, concentreerfabriek, de balletjesfabriek, de herstellingswerkhuizen, het vervoer tot Narvik, de kleine ondergrondse ontginning te Luossavaara aan de overkant van het meer (2 miljoen ton per jaar) en de open-luchtontginning te Zenobie (2 miljoen ton per jaar).

Het ondergronds personeel van Kiruna bevat :

— 280 man voor de eigenlijke ontginning;

— 170 man voor de kamers, dit wil zeggen 450 produktieven op 1000.

Het effect van de produktiemensen beloopt 40.000 t/jaar, of 18 miljoen ton per jaar voor Kiruna. Voegt men daar de 2 miljoen ton van Luossavaara (50 personen) en de 2 miljoen ton van Zenobie (open-lucht-

2 Mio.t à Zénobie (exploitation à ciel ouvert), on obtient 22 Mio.t par an pour la Société.

A côté du personnel productif, il y a au fond un personnel important pour le creusement des travaux au rocher (bouveaux et cheminées), à la préparation du nouvel étage, à la pose des voies, au transport des produits, du matériel et du personnel, à l'entretien du matériel et des installations.

La plupart des mineurs sont originaires des villages, voisins des agglomérations minières, et la société a créé plusieurs écoles pour donner à son personnel la formation minière de base. Des cours de perfectionnement sont annuellement organisés au sein de la société tant pour les ouvriers que pour les employés. Il ne faut pas oublier que dans ce vaste complexe on compte plus de 100 professions différentes et qu'il faut maintenir les connaissances du personnel au niveau des progrès de la science dans chacune de ces disciplines. La Société a fait construire sous sa propre régie un grand nombre de logements pour son personnel dans les villes de Kiruna et de Malmberget et elle a fourni de larges subventions pour la construction de villas et d'immeubles coopératifs.

En matière de recherches, elle poursuit activement des travaux en collaboration avec des entreprises suédoises pour améliorer le matériel de forage, de chargement et de transport. En ce qui concerne le traitement et la valorisation des minerais elle a mis sur pied un Centre de recherches très actif qui s'efforce sans cesse d'améliorer la qualité des produits et de les adapter aux besoins des aciéries modernes. Ces très belles réalisations tant techniques que sociales font honneur à leurs initiateurs et méritent d'être largement diffusées.

ontg'nning) bij, dan heeft men 22 miljoen ton per jaar voor de maatschappij.

Naast het produktief personeel telt de ondergrond een aanzienlijk aantal mensen voor het drijven van de gangen in het gesteente (steengangen en schouwen), voor de voorbereiding van de nieuwe verdieping, het plaatsen van de sporen, het vervoer van de produkten, het materieel en het personeel, het onderhoud van het materieel en de installaties.

Het merendeel van de mijnwerkers komt uit de dorpen die naast de mijnagglomerat:es liggen; de maatschappij heeft verschillende scholen opgericht waar het personeel een basisopleiding krijgt. Jaarlijks worden door de maatschappij vervolmakingsleergangen ingericht zowel voor de arbeiders als voor de bedienden. Men vergete niet dat dit uitgebre:d complex meer dan 100 verschillende beroepen groepeert en dat de kennis van het personeel gelijke tred moet houden met de wetenschappelijke vooruitgang op elk van deze gebieden. Op eigen krachten heeft de maatschappij een groot aantal logeergelegenheden laten bouwen voor zijn personeel in de steden Kiruna en Malmberget en belangrijke toelagen gegeven voor de bouw van villa's cooperatieve gebouwen.

Inzake speurwerk blijft de maatschappij act:ef samenwerken met Zweedse firma's voor de verbetering van boor-, laad- en vervoermaterieel. Voor de behandeling en veredeling van de ertsen heeft ze een zeer actief Opzoekingscentrum opgericht dat zich ononderbroken inspant voor de verbetering van de produkten en de aanpassing ervan aan de actuele behoeften van de moderne staalindustrie. De zeer goede resultaten die men zowel op technisch als op sociaal vlak bekomen heeft strekken de initiatiefnemers tot eer en verdienen een ruime bekendheid.

Une nouvelle conception de la programmation du transport principal dans les mines

J. SAUCEZ,

Professeur à la Faculté Polytechnique de Mons

RESUME

Cette étude fournit les principes de mise en œuvre d'une organisation du transport principal, par dispatching des rames.

Elle consacre une part importante à la formulation des lois de probabilité caractérisant les données prévisionnelles relatives aux points de chargement, aux performances des locotracteurs et à l'extraction. L'exposé théorique fait, à cet égard, référence à un ensemble de données expérimentales relevées dans quatre mines belges. L'attention est attirée sur certains pièges rencontrés dans le traitement statistique des données, ainsi que sur la nécessité d'aboutir à une formulation générale qui reste valable à travers toutes les modifications courantes du programme d'exploitation.

L'organisation du transport par dispatching programmé, qui s'appuie sur une telle formulation, consiste à définir des critères qui, sur la base d'informations transmises par téléphone ou par une installation de télévigile, permettent de déterminer en temps réel les instants de départ des locotracteurs et leur affectation. L'étude fait l'analyse du modèle applicable aux réseaux sans contraintes de trafic. Dans ce cas, qui a fait l'objet d'applications, le traitement de l'information est réalisable par un homme, sans qu'il faille nécessairement envisager un contrôle automatique du processus.

INHALTSANGABE

Ziel dieses Aufsatzes ist es, Grundsätze für Organisation und zentrale Steuerung der Hauptstreckenförderung herauszuarbeiten und zu erläutern.

Ein erhebliches Teil der Arbeit befaßt sich mit der Aufstellung der Wahrscheinlichkeitsgesetze, mit denen

SAMENVATTING

Deze studie levert de grondbeginselen nodig voor het organiseren van het hoofdvervoer door dispatching van de treinen.

Een belangrijk gedeelte wordt besteed aan het formuleren van de waarschijnlijkheidswetten geldend inzake vooruitzichten over de laadpunten, de prestaties van de locomotieven en de extractie. In dit opzicht verwijst de theoretische uiteenzetting naar een geheel van experimentele gegevens afkomstig van vier Belgische mijnen. Er wordt gewezen op bepaalde moeilijkheden die men tegenkomt bij het verwerken van de statistische gegevens en op de noodzaak van een algemene formulering die bruikbaar blijft doorheen alle wijzigingen die gewoonlijk in het ontginningsprogramma voorkomen.

Het organiseren van het vervoer door middel van geprogrammeerde dispatching, gesteund op een soortgelijke formulering, bestaat in het vastleggen van criteria waarmee men, op basis van informatie die per telefoon of door afstandscontrole verkregen wordt, effectief kan bepalen wanneer een locomotief moet vertrekken en wat haar bestemming moet zijn. In de studie wordt een analyse gemaakt van het model dat toepasselijk is op een net zonder spanningen. In deze gevallen, die in de praktijk toegepast werden, kan de informatie behandeld worden door één man, zonder dat een automatische controle van het verloop der handelingen vereist is.

SUMMARY

This research provides the principles of the organization of main transport by the dispatching of mine cars.

It devotes an important section to the formulation of the laws of probability characterizing the forecasting

man bei der Planung von Ladestellen und bei der Vorausbestimmung der Leistung von Lokomotiven und der zu bewältigenden Fördermengen zu rechnen hat. Diese theoretischen Untersuchungen stützen sich auf die Ergebnisse in vier belgischen Gruben. Der Verfasser weist auf die Gefahr einiger Fehler hin, die man bei der statistischen Auswertung der Daten leicht begeht, und betont die Notwendigkeit der Aufstellung allgemeingültiger Formeln, die auch bei sämtlichen laufenden Veränderungen des Programms ihre Gültigkeit behalten.

Die Organisation einer mit Hilfe dieser Formeln programmierten zentralen Abwicklung des Zugverkehrs erfolt in der Weise, daß man aufgrund telefonisch oder von einer Grubenwarte übermittelter Informationen Kriterien festlegt, die die Möglichkeit geben, die Abfahrtszeiten der Lokomotiven und ihr Ziel mich Direktberichtigung durch den Rechner zu bestimmen.

Der Verfasser erläutert die Anwendung dieses Modells auf ein Verkehrsnetz bei regelmäßigem Betriebsablauf. In solchen Fällen, die in der Praxis bereits existieren, können die Informationen von einem Mann verarbeitet werden. Eine automatische Kontrolle ist nicht zwingend erforderlich.

data related to the loading points, the performances of the locomotives and the coalgetting. The theoretical report refers, in this respect, to a group of experimental data taken from four Belgian mines. Attention is drawn to certain pitfalls encountered in the statistical treatment of the data, and the necessity to reach a general formula that will be valid throughout all the usual modifications in the working programme.

The organization of transport by programmed dispatching, which is based on such a formula, consists of defining the criteria which, on the basis of information transmitted by telephone or by a pit control centre, make it possible to determine in an exact time the moments of departure of the locomotives and their deployment.

The report analyses the model applicable to networks without traffic constrictions. In this case, where the system has been applied, the information can be handled by one man, without any automatic control of the process being necessary.

---

1. INTRODUCTION

11. Objectifs de la programmation

La programmation du transport principal tend à résoudre à la fois les problèmes de mise en œuvre des moyens et de conception des équipements.

a) Elle vise évidemment en premier lieu à gérer le roulage au jour le jour et au fil des heures avec l'objectif de desservir au mieux les chantiers. Compte tenu de la complexité du réseau de transport souterrain dans les grandes mines, de l'abondance du matériel mis en œuvre, du rythme irrégulier de production de chaque chantier et des aléas du transport et de l'extraction, compte tenu également de l'incidence sur la production des manques à vides aux points de chargement, il est paradoxal que cette gestion soit fréquemment confiée à un « chef de transport » sans qu'une étude serrée de l'organisation n'ait été faite au préalable. En fait, dans bien des cas, ce responsable dispose seulement d'une information en temps réel très sommaire et agit plus par référence à son expérience concrète et à la routine que conformément à une politique de dispatching cohérente. Une telle pratique est dangereuse car

- elle fait dépendre l'organisation du jugement subjectif et du savoir-faire d'un ou de quelques hommes;
- elle conduit vite à un surdimensionnement des équipements et à leur mauvaise utilisation; en effet, lorsque l'organisation n'est pas l'objet d'une étude systématique, l'injection de matériel supplémentaire est naturellement considérée comme le palliatif de toute déficience, alors qu'en fait le suréquipement est parfois nuisible à cause de l'engorgement des circuits qu'il provoque;
- elle suscite des difficultés de rodage lors de chaque modification de schéma de l'exploitation;
- elle ne garantit même pas une desserte correcte des chantiers.

Une programmation de l'organisation doit dès lors se concevoir comme la détermination d'un schéma décisionnel précis pour la mise en œuvre du matériel en temps réel, par le traitement continu ou discontinu des informations qu'il est possible ou nécessaire de transmettre en cours de poste au point central de commande. Une telle programmation peut être plus ou moins évoluée, mais doit en tout cas répondre aux deux critères suivants :

- elle doit pouvoir s'adapter sans délai aux modifications courantes du programme d'exploitation, portant notamment sur le nombre, le régime de production et la situation géographique des chantiers;
- son efficacité doit être connue à l'avance.

Dans cette optique, l'improvisation est exclue de l'organisation; seuls les véritables accidents nécessitent une intervention de dépannage.

En ce qui concerne l'organisation, l'étude du transport est ainsi faite prévisionnellement.

b) En élargissant le cadre de l'étude, la programmation permet par une approche analogue d'examiner les problèmes d'équipement, qui se situent à un niveau supérieur au précédent, car ils relèvent de la conception d'un système et de sa mise en œuvre, et non de sa mise en œuvre seule.

Cette conception est d'une importance parfois vitale, car elle concerne non seulement l'acquisition du matériel et la réalisation des installations, mais aussi le planning d'exploitation lui-même. Le programme d'exploitation d'un nouvel étage, par exemple, ne peut pas en effet être établi sans référence aux contraintes relatives au transport et à l'extraction.

Des problèmes de ce niveau incluent d'ailleurs implicitement l'étude des politiques d'organisation, puisque les différents projets demandent à être comparés chacun avec leur organisation optimale.

12. Analyse du schéma global de transport

Le schéma global du transport, depuis les chantiers jusqu'au triage-lavoir, peut être décomposé par la pensée en trois circuits fermés F (roulage du fond), E (extraction) et J (circuit de surface). Il suffit à cet effet d'acter le fait qu'à toute manœuvre d'encagement et de décagement correspond, pour chacun des circuits pris isolément, une substitution instantanée de berlines. Un encagement de pleins au fond par exemple, provoque au même instant et au même endroit, la mise en circuit d'un nombre équivalent de vides (fig. 1). Dans cette conception, tout se passe comme si les berlines du circuit F ne remontaient pas au jour, mais étaient culbutées à l'envoyage. Même remarque pour celles de J; les berlines du système d'extraction sont, pour leur part, censées faire partie de l'appareillage.

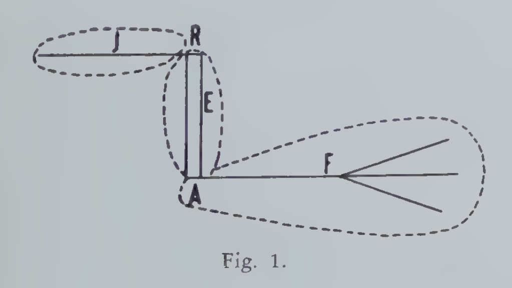


Fig. 1.

A noter qu'au point de vue de l'organisation du roulage, aucune distinction de principe n'est donc à établir quant au système d'extraction - cages ou skips.

Ces circuits fermés F, E et J sont néanmoins liés par une contrainte d'identité de débits à l'accrochage A et à la recette R. Théoriquement, il faudrait étudier le système global compte tenu de ces liaisons et c'est bien ainsi qu'est réalisée in fine la simulation de l'ensemble du transport d'une mine.

Mais il convient surtout d'effectuer un choix parmi les politiques de transport possibles, en comparant leur efficacité et leur coût, et d'étudier la répartition géographique du parc de berlines disponibles ou nécessaires. A cet égard, F est à considérer comme un circuit fermé sur lequel est branchée en A une station de service dont le débit, d'ailleurs aléatoire, que nous désignerons par EJ, est celui de E réduit en raison de ses liaisons avec J.

Appelons ψ le rapport des débits moyens de F et EJ. On sait, par la théorie des files d'attente, que le nombre de berlines nécessaires en A tendra vers l'infini si ψ tend vers 1.

Comme en pratique, ce nombre est fini mais est précisément une inconnue du problème (puisque l'organisation vise notamment à déterminer le parc de berlines), deux solutions sont possibles pour l'étude prévisionnelle du roulage :

1ère solution : considérer le parc de F comme un paramètre et tabler sur le ψ réel.

2ème solution : procéder en deux phases :
- rechercher la politique optimale de transport en supposant infinie la capacité de la station A de F
- déterminer le parc de berlines nécessaires en A compte tenu de la station de capacité EJ.

La première solution ne conduit nulle part car nous ne savons rien a priori sur la répartition géographique optimale d'un parc limité.

En revanche, la deuxième solution, qui a fait l'objet de plusieurs applications, est efficace car la décomposition en phases débouche sur l'étude de systèmes d'attente ouverts (roulage d'une part, extraction d'autre part) (fig. 2).

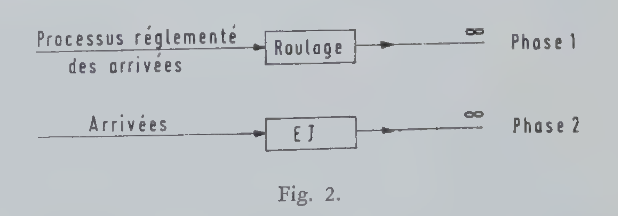


Fig. 2.

La présente étude portera exclusivement sur la phase 1, c'est-à-dire sur l'organisation du transport au fond.

En ce qui concerne la phase 2, relative à la liaison transport-puits, on constatera qu'il s'agit d'une étude classique de file d'attente, puisque le processus d'arrivée est traduit sous forme d'une loi de probabilité (c'est le résultat de la phase 1) et que EJ est assimilable à une station unique. Il suffira à ce sujet d'attirer l'attention sur le fait particulier que les unités de clients ne sont pas les mêmes pour les arrivées (rames, éventuellement de dimensions variables) et le service (cages), et dès lors, ne serait-ce que pour cette raison, l'étude du système doit être faite par simulation.

13. Types d'organisations

Si le réseau de transport et le programme d'exploitation sont imposés, la logique de l'organisation possède encore des éléments libres de deux natures différentes, puisqu'on est maître :

— de l'ordonnancement des départs et de l'affectation des locotracteurs,

— de la composition des rames.

Le tableau I schématise les différents types d'organisation en fonction des différentes logiques qu'il est possible de concevoir à propos de chacun de ces points.

Type H : l'horaire. Il existe une programmation déterministe des heures de départ et de l'affectation des locos.

Type S : la spécialisation. Toute loco est affectée à un chantier déterminé.

Type P : dispatching partiel. Il existe des critères de décision permettant de déterminer en temps réel l'heure de départ d'une loco du puits vers tel chantier; la locomotive effectue son parcours aller-retour au mieux des possibilités.

Type T : dispatching total des locos. C'est un dispatching du type P, mais une loco quitte le chantier également sur ordre.

Type 1 : Roulage à charge constante. Le nombre N_p de pleins ramenés d'un chantier à chaque voyage est constant, cette constante N pouvant d'ailleurs être différente d'un chantier à l'autre. Le nombre N'_v de vides reconduits au cycle suivant est aussi égal à N.

Type 2 : Le locotracteur emmène, dès qu'il est prêt à partir, p pleins présents au chantier, à moins que p ne soit supérieur à la charge Maximale N_{max} admise. N'_v est pour sa part pris égal à N_p.

Type 3 : Le locotracteur attend au chantier un ordr de départ basé sur des contraintes de charge (p insuf fisant) ou de temps (planning de la circulation de locos).

Type 1, 2 et 3 : Equilibre des stalons potentiels (pa définition, un stalon est le stock de berlines réserv à un secteur géographique ou à un processus). L nombre de berlines présentes dans un chantier lors que le locotracteur s'y trouve engagé reste le mêm dans le temps, même dans le cas de charges variable (mais les stalons varient d'un chantier à l'autre).

Type 4 et 5 : Identiques respectivement à types 2 et 3 sauf que N'_v est réglementé sans respect de l'équilibr des stalons.

Type 6 : Organisation imaginée et testée sur ordinateur, mais jamais appliquée. Lors de son départ d'un chantier, la loco emporte p pleins plus un nombr de vides tel que la rame complète comporte un nombre N constant de berlines.

La combinaison de ces différentes logiques, aprè exclusion des cas d'incompatibilité, donne le répertoire des types d'organisation repris sur le tableau I.

Comme cet inventaire ne porte aucun jugement de valeur à ce stade, il a intérêt à être complet afin d'envisager a priori toutes les solutions possibles. On remarquera en passant que, contrairement à l'optimalisation de paramètres, la recherche d'une logique optimale en recherche opérationnelle s'appuie sur une démarche imaginative, et rien n'indique quand le répertoire est complet.

14. Efficience de l'organisation

Théoriquement, l'efficience de l'organisation devrait être évaluée par une fonction de coût faisant intervenir :

TABLEAU I

Types d'organisations

Composition des rames / Ordonnancement des départs et affectation des locos	Equilibre des stalons potentiels en chantier			Dispatching de répartition des berlines		
	$N_p = N$ $N'_v = N$	$N_p = \min(p, N_{max})$ $N'_v = N_p$	N_p ou D_p sous contrainte $N'_v = N_p$	$N_p = \min(p, N_{max})$ N'_v réglementé	N_p ou D_p sous contrainte N'_v réglementé	$N = Cte$
Horaire	χ	H_2	χ	H_4	χ	H_6
Spécialisation	S_1	S_2	S_3	S_4	S_5	χ
Dispatching :						
Départ puits	χ	P_2	χ	P_4	χ	P_6
Départs puits et chantiers	T_1	χ	T_3	χ	T_5	T_6

— l'espérance mathématique de la valeur de la production perdue par suite de manque à vides;
— les frais de mise en œuvre du matériel roulant.

Mais il est assez illusoire de prétendre chiffrer chacun de ces postes, car :

— la valeur marginale d'une tonne non produite est mal déterminée;
— le tonnage perdu à cause d'un manque à vides n'est pas seulement fonction de la durée de celui-ci;
— l'amortissement du matériel roulant est une notion conventionnelle.

Aussi, on préfère généralement caractériser l'efficience d'une organisation par un ensemble de ratios portant sur :

1) le service des chantiers, par exemple :
   a) nombre moyen de manques à vides par unité de temps,
   b) distribution de probabilité de la durée d'un manque à vides.
2) l'utilisation du matériel, par exemple :
   a) $\eta^4{}_L$ espérance mathématique du produit des utilisations des locotracteurs, exprimées en durée et en charge,
   b) ρ_b rotation des berlines, calculée pour le circuit global FEJ ou pour le réseau F seul.

Lorsque ces caractéristiques de l'efficience sont connues prévisionnellement pour chaque type d'organisation envisagé, lors d'une application concrète, le problème économique du choix de l'organisation et de la dimension des moyens trouve alors une solution aisée, sans qu'il soit nécessaire d'avoir recours à une fonction objectif tout à fait générale.

15. Choix de l'organisation

Bien entendu, les organisations pouvant être envisagées et dont le tableau I donne une synthèse prennent en compte l'aléatoire, car les dispersions dont le § 2 donne la formulation ne sont en aucun cas négligeables.

Comme ces diverses organisations correspondent à des schémas logiques différents, il ne peut être question de les intégrer dans un modèle unique.

L'étude conduit ainsi à envisager différents modèles et, pour chacun d'eux, à optimiser les paramètres qui y interviennent ou tout au moins à établir les relations de compromis existant entre le service des chantiers et l'utilisation du matériel.

En principe, toute la gamme des modèles pourrait être testée lors de chaque application, mais bien souvent certains d'entre eux peuvent a priori être éliminés en se basant sur les résultats obtenus lors d'études de cas analogues.

La troisième partie de l'étude sera exclusivement consacrée au dispatching, c'est-à-dire aux organisations des types P et T. En effet, les organisations du type H se sont révélées décevantes à cause de leur inadaptibilité à l'évolution des programmes d'exploitation; quant aux organisations du type S, elles n'ont été citées ici que pour mémoire, car elles sont seulement applicables dans des cas particuliers.

2. FORMULATION DES DONNEES PAR TRAITEMENT STATISTIQUE

21. Introduction

Lors d'une étude particulière, il convient de procéder à une analyse statistique de toutes les données expérimentales nécessaires. Cette phase du relevé et du traitement des données est assez longue et doit en principe être refaite dans chaque cas d'application. Mais la puissance de ce traitement statistique réside dans le fait qu'il débouche sur la formulation de lois de probabilités qui, elles, conservent un caractère général et durable dans les limites d'investigation où s'est développé le relevé des données. En d'autres termes, la formulation des données reste valable et ne doit plus être mise en cause tant que les conditions d'exploitation n'ont pas créé un type nouveau de données.

C'est grâce à cette formulation que les études peuvent avoir un caractère véritablement prévisionnel, ce qui, en fin de compte, est la tâche de l'ingénieur.

Le traitement des données relève de la statistique mathématique classique. Il sera évoqué dans ce chapitre 2 pour deux raisons :

— on rencontre à cet égard certains pièges qu'il est utile de signaler;
— la forme de la loi de probabilité relative à un phénomène donné présente un caractère de permanence, de telle sorte que, sous réserve des vérifications nécessaires, le traitement des données lors de nouvelles applications s'avère de plus en plus rapide; de plus, il devient possible de réaliser des études entièrement prévisionnelles moyennant un choix approprié des paramètres.

22. Loi de production d'un chantier

221. Généralités

La production en un point de chargement est une variable aléatoire.

Dans les études faites jusqu'à ce jour, qui portent sur plusieurs dizaines de chantiers équipés de convoyeur blindé, avec abattage mécanisé ou manuel, cette variable s'est toujours révélée stationnaire, c'est-à-dire que les variations de ses caractéristiques, notamment de ses moments, au cours d'un poste, ne sont jamais apparues comme statistiquement significatives.

Si un cas de non stationnarité se présentait, il conviendrait de décomposer le poste en périodes présentant chacune un caractère stationnaire et de traiter chacune d'elles séparément; une telle distinction est d'ailleurs

couramment faite à propos des deux postes d'abattage d'une même taille, lorsqu'ils ne sont pas attelés de la même manière.

La loi de production, stationnaire, d'un point de chargement peut s'exprimer, soit par la variable θ_n, qui est la durée de chargement de n berlines consécutives, soit par la variable ω_t, qui est le nombre de berlines chargées pendant un temps t.

Dans ces expressions, n et t doivent être considérés comme quelconques. En effet, l'organisation d'un transport suppose que l'on puisse répondre aux deux questions suivantes :

— dans combien de temps le chantier aura-t-il produit n berlines supplémentaires (ce n pouvant être, par exemple, une rame complète, ou encore ce qui manque au point de chargement pour constituer une rame complète) ?

— combien de berlines le chantier produira-t-il pendant la période t à venir (ce t pouvant être la durée d'un cycle complet de parcours d'un locotracteur, ou le délai minimum de mise à disposition d'une autre loco, etc...) ?

En pratique, quel que soit le type d'organisation choisi ou analysé, les deux variables aléatoires θ_n et ω_t interviennent également dans les critères de décision.

Mais ces variables sont fonctionnellement liées, l'une engendrant l'autre, de telle sorte qu'en principe le traitement des données peut être indifféremment effectué en vue d'obtenir θ_n ou ω_t.

La méthode de relevé la plus fine possible consiste à chronométrer les temps de chargement berline par berline, c'est-à-dire la série chronologique des θ_1. Le traitement statistique qui évite de perdre de l'information portera dès lors sur θ_n, et on en déduit par la suite ω_t. Cette approche rigoureuse est normale à l'occasion des premières études, mais nous verrons qu'à l'usage, on peut se contenter de relevés plus grossiers portant sur les ω.

222. Recherche de θ_n

2221. *Distribution de probabilité de θ_1*

Pour les chantiers normalement saturés, on constate par voie graphique et on vérifie statistiquement par les tests d'ajustement du χ^2 ou du canal de confiance, que l'expression analytique de la distribution de θ_1 est de la forme :

$$\theta_1 = a + \tau$$

$$\text{avec } f_1(\tau)\, d\tau = 1/b\ e^{-\tau/b}\, d\tau$$

$$a = \text{constante}$$

La constante a n'est autre que la durée de chargement atteinte lorsque le convoyeur est saturé ; τ est l'homologue d'un retard dont l'allure est exponentielle avec $\bar{\tau} = \sigma_\tau = b$.

Dans les chantiers sous-saturés, la distribution se déforme et se rapproche d'une loi normale.

La figure 3 qui se rapporte à des données réelles, illustre ces propriétés qui ont jusqu'à présent été confirmées lors des études faites dans une vingtaine de chantiers.

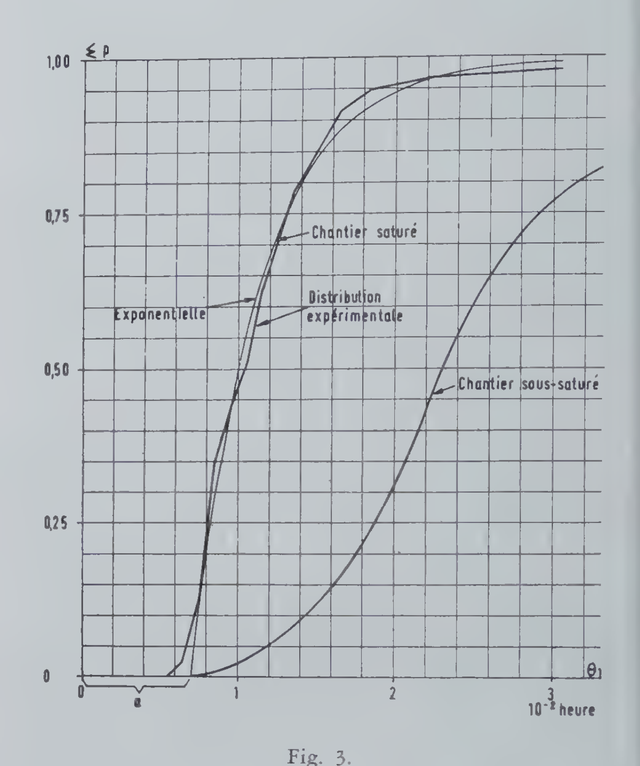


Fig. 3.

Lois des temps θ_1 de chargement par berline.

Si la série des durées de chargement θ_1 successives était purement aléatoire, la distribution de θ_n s'obtiendrait immédiatement par un produit de convolution : avec θ_1 gaussien :

$$\theta_n \doteq \bar{\theta}_n + x\,\sigma_{\theta_n} \quad \text{avec } \rho(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-1/2x^2}$$

$$\bar{\theta}_n = n\,\bar{\theta}_1$$

$$\sigma_{\theta_n} = \sigma_{\theta_1}\sqrt{n}$$

avec $\theta_1 = a + \tau : \theta_n = n \cdot a + \tau_n$

$$\text{avec } f(\tau_n) = \frac{\tau_n^{\,n-1}\, e^{-\frac{\tau_n}{b}}}{b^n (n-1)\,!}$$

$$\sigma_{\theta_n} = \sigma_{\tau_n} = b\sqrt{n}$$

$$\text{c'est-à-dire } i_{\theta_n} = \frac{1}{\sqrt{n}\,(1 + \frac{a}{b})}$$

2222. *Autocorrélation des* θ_1

L'examen des statistiques de production révèle toujours, sauf lorsque le chantier est nettement sous-saturé, l'existence d'effets de grappe dans la série chronologique des temps de chargement. Cette anomalie systématique est évidemment due au processus de production lui-même et notamment :

— au fonctionnement alternatif de la machine d'abattage lorsqu'il en existe une,

– à une certaine mise en phase des travaux manuels.

Cette autocorrélation est aisément décelable par un test de runs appliqué à la série chronologique des θ_1, considérée comme dichotomisée par référence à une valeur quelconque, par exemple la médiane. Le nombre de séquences obtenu est largement inférieur à la limite basse explicable par le seul hasard.

TABLEAU II

Exemple de test de runs appliqués à une série chronologique de θ_1 *(extrait)*
M_c = 120 dmh

θ_1 dmh	+ = $>M_c$ — = $<M_c$		θ_1	+ = $>M_c$ — = $<M_c$		θ_1	+ = $>M_c$ — = $<M_c$	
94	—		131	+		223	+	
66	—		162	+		232	+	
75	—		187	+	4	175	+	
91	—		113	—	5	417	+	
112	—	1	198	+		238	+	
247	+		169	+	6	405	+	8
199	+		100	—		85	—	
135	+		107	—	7	70	—	
197	+		128	+		78	—	
172	+	2	123	+		80	—	
102	—		168	+		87	—	9
119	—		186	+		etc...		
111	—	3	122	+				

$S_{réel} = 109$
$m = 150$
$n = 150$

Le tableau II donne un exemple précis d'application.

$$E(S) = \frac{2\,m\,.\,n}{m+n} + 1 = 151$$

$$\sigma_S = \sqrt{\frac{2\,mn\,(2\,mn - m - n)}{(m+n)^2\,(m+n-1)}} = 8{,}5$$

$$\text{Prob}\,(S \leqslant S_{réel}) \approx 0$$

2223. *Distribution de probabilité de* θ_n

Il résulte de ce qui précède que, pour les chantiers nettement sous-saturés, la loi de chargement est caractérisée par un θ_n gaussien, quel que soit n, avec

$$i_{\theta_n} = \frac{i_{\theta_1}}{\sqrt{n}},$$

tandis que dans le cas habituel des chantiers saturés, des phénomènes d'autocorrélation interdisent de déduire la distribution de θ_n de celle de θ_1, sous peine d'en sous-estimer la dispersion; une telle erreur peut être grave comme le montre l'exemple du § 226.

D'autre part, on constate qu'au-delà d'une certaine valeur n^* de n, les effets de proximité affectant les $\theta_{n \geqslant n^*}$ successifs s'effacent totalement et que généralement ce n^* est précisément de l'ordre de grandeur de la capacité d'une rame.

C'est pourquoi on est amené à déterminer expérimentalement et directement $i_{\theta_{n^*}}$, après avoir cherché ce nombre n^*.

Pour $n > n^*$, le produit de composition des écarts des variables indépendantes

$$i_{\theta_n} = i_{\theta_{n^*}} \sqrt{\frac{n^*}{n}}$$

est rigoureusement exact.

Pour $n < n^*$ l'application de la même formule, qui suppose l'absence de toute autocorrélation, est évidemment sévère, mais elle présente l'avantage énorme sur le plan pratique d'autoriser la formulation d'une loi de chargement à l'aide de deux caractéristiques seulement $\bar{\theta}_{n^*}$ et $i_{\theta_{n^*}}$.

Noter par ailleurs que cette méthode, qui conduit à considérer des i_{θ_n} artificiellement élevés lorsque n est petit, est parfaitement fidèle pour la représentation globale du phénomène de chargement.

Pour le traitement des données à effectuer sur la série chronologique des θ_1, diverses solutions sont possibles :

— ou bien, établir les distributions de θ_{10}, θ_{20}, θ_{30} d'où seront déduites les dispersions ;

— ou bien, en se référant à la théorie du range, rechercher les valeurs minimales de θ_{10}, θ_{20}, θ_{30} ... chacun de ces minima pouvant occuper une position quelconque dans la statistique. On en déduit :

$$\theta_n - \theta_{n_{min}} = 2{,}5\ \sigma_{\theta_n}$$

$$\text{ou } i_{\theta_n} = \frac{1}{2{,}5}\left[1 - \frac{\theta_{n_{min}}}{\bar{\theta}_n}\right]$$

Que l'on adopte l'une ou l'autre solution, il reste à examiner à partir de quelle valeur de n la loi de

composition des écarts des variables indépendantes devient valable.

En fin de compte, on prendra quel que soit n :

$$\bar{\theta}_n = \bar{\theta}_{n^*} \frac{n}{n^*}$$

$$i_{\theta_n} = i_{\theta_{n^*}} \sqrt{\frac{n^*}{n}}$$

Quant à la forme de la distribution, on l'assimilera à une loi de Gauss lorsque $i_{\theta_n} < 0{,}4$ et à une loi d'Erlang (1) dans le cas contraire, en attribuant aux paramètres de cette distribution les valeurs :

$$\lambda = \frac{1}{\bar{\theta}_n} \text{ et } k = \frac{1}{i^2_{\theta_n}}$$

223. Détermination de ω_t à partir de θ_n

Ici encore, afin de ne pas fausser les données, le traitement sera fait pour n et t pas trop petits.

Soit n_0 une telle valeur de n, pour laquelle on peut admettre θ_{n_0} comme gaussien.

Soit $t_0 \equiv \bar{\theta}_{n_0}$

Au seuil de confiance de 95 %, θ_{n_0} s'établit dans l'intervalle $\bar{\theta}_{n_0} \pm 2\,\sigma_{\theta_{n_0}}$, tandis que la capacité correspondante est également comprise, en première approximation dans l'intervalle $\bar{\omega}_{t_0} \mp 2\,\sigma_{\omega_{t_0}}$.

Comme, aux limites $\bar{\theta}_{n_0} + \sigma_{\theta_{n_0}}$ et $\bar{\theta}_{n_0} - 2\,\sigma_{\theta_{n_0}}$ correspondent les capacités limites $\dfrac{n_0}{\bar{\theta}_{n_0} + 2\,\sigma_{\theta_{n_0}}}$ et $\dfrac{n_0}{\bar{\theta}_{n_0} - 2\,\sigma_{\theta_{n_0}}}$, on en déduit que

$$4\,\sigma_{\omega_{t_0}} = n_0 \left[\frac{1}{\bar{\theta}_{n_0} - 2\,\sigma_{\theta_{n_0}}} - \frac{1}{\bar{\theta}_{n_0} + 2\,\sigma_{\theta_{n_0}}} \right]$$

En fin de compte, on prendra :

$$\bar{\omega}_{t_0} = \frac{n_0}{\bar{\theta}_{n_0}}$$

$$\sigma_{\omega_{t_0}} = \frac{\sigma_{\theta_n}}{\bar{\theta}^2_{n_0} - 4\,\sigma^2_{\theta_{n_0}}}$$

(1) Fonction de densité :

$$\frac{\lambda k}{\Gamma(k)} e^{-\lambda k \theta_n} (\lambda k \theta_n)^{k-1}$$

224. Recherche directe de ω_t

la procédure exposée sous les §§ 222 et 223 est établie à partir de relevés de durées de chargement.

Un raisonnement analogue peut être repris sur base d'une statistique des ω,

— soit en construisant les diagrammes de fréquences des ω_t pour différentes valeurs de t,

— soit en établissant la loi expérimentale donnant les valeurs de $\omega_{t_{max}}$ et $\bar{\omega}_t$ en fonction de t d'où l'on déduit les i_{ω_t}.

Ici encore, on constate l'existence d'une durée de référence t^* telle que :

pour $t > t^*$ $\quad i_{\omega_t} = i_{\omega_{t^*}} \sqrt{\dfrac{t^*}{t}}$

pour $t < t^*$ $\quad i_{\omega_t} > i_{\omega_{t^*}} \sqrt{\dfrac{t^*}{t}}$

On adoptera pour loi :

$$\begin{cases} \bar{\omega}_t = \bar{\omega}_{t^*} \dfrac{t}{t^*} \\ i_{\omega_t} = i_{\omega_{t^*}} \sqrt{\dfrac{t^*}{t}} \\ \text{quel que soit } t. \end{cases}$$

Une transformation inverse de celle indiquée au § 223 fournit les θ_n.

225. Loi générale de chargement de tous les chantiers, existants ou à venir, d'un même type

Le traitement statistique des données relatives aux chantiers existants fournit donc, quelle que soit la méthode adoptée, les lois de chargement pour différentes valeurs de la production moyenne horaire $\bar{\omega}_1$, par exemple sous la forme :

$$\bar{\omega}_t^{(j)} = \bar{\omega}_1^{(j)}\, t$$

$$i_{\omega_t}^{(j)} = \frac{i_{\omega_1}^{(j)}}{\sqrt{t}}$$

j = 1, 2, 3, ... = index des chantiers existants.

Pour généraliser, il reste à considérer dorénavant $\bar{\omega}_1$ comme la production prévisionnelle par chantier résultant de la planification des travaux et à définir, à partir des couples

$(\bar{\omega}_1^{(j)},\ i_{\omega_1}^{(j)})$

$j = 1, 2, 3 \ldots$

la loi $i_{\omega_1} = f(\bar{\omega}_1)$.

On obtient alors la loi générale :

$$\begin{cases} \omega_t = \overline{\omega}_1 t \\ i_{\omega_t} = \dfrac{f(\overline{\omega}_1)}{\sqrt{t}} \end{cases}$$

valable pour tous les chantiers du même type, présents ou à venir.

A ce stade, l'organisateur connaît d'avance les distributions de probabilité relatives à tout point de chargement dès que la direction des travaux lui indique la production prévisionnelle $\overline{\omega}_1$.

226. Application A

En vue de programmer le transport, il était nécessaire, dans un charbonnage, de déterminer la loi de chargement sous sa forme la plus générale.

Les chantiers à considérer étant tout de même type, mais de capacités très différentes, l'objectif était d'exprimer cette loi en fonction de $\overline{\omega}_1$.

Comme aucun chronométrage détaillé des points de chargement n'avait jamais été pratiqué, on a relevé, sur de nombreux postes, dans les chantiers X, Y, Z existants, les durées de chargement berline par berline.

Les données relatives à chacun de ces chantiers ont été traitées statistiquement de façon analogue. On trouvera ci-après, sous le § 2261, le cas du chantier X.

La synthèse des résultats, résumée sous le § 2262, a conduit à la loi générale voulue.

2261. *Traitement des données pour le point de chargement X*

Les relevés ont porté sur 7 postes de chargement.

Les diagrammes de fréquences ont mis en évidence, comme d'habitude, l'allure exponentielle de la distribution des θ_1 (à une constante près) caractérisée par les valeurs suivantes des paramètres :

$a = 20$ dmh ; $b = 76{,}5$ dmh et dès lors $i_{\theta_1} = 0{,}80$

tandis qu'un test de runs donnait pour résultats : prob $(S \leqslant S_{réel}) \approx 0$.

Il aurait donc été erroné de se baser sur i_{θ_1} pour en déduire i_{θ_n}.

Un traitement poste par poste, conforme au § 2223, et pour lequel le tableau III illustre la procédure de détermination de $\theta_{n_{min}}$, a fourni les résultats repris sur sur le tableau IV et illustré par la figure 4.

Comme l'indique le tableau V, dont la figure 5 visualise les résultats, on en a déduit les i_{θ_n} expérimentaux que l'on a comparés aux i_{θ_n} théoriques, supposés régis par la loi des variables indépendantes et établis l'un par référence au $i_{\theta_{100}}$ expérimental, l'autre sur base du i_{θ_1} expérimental.

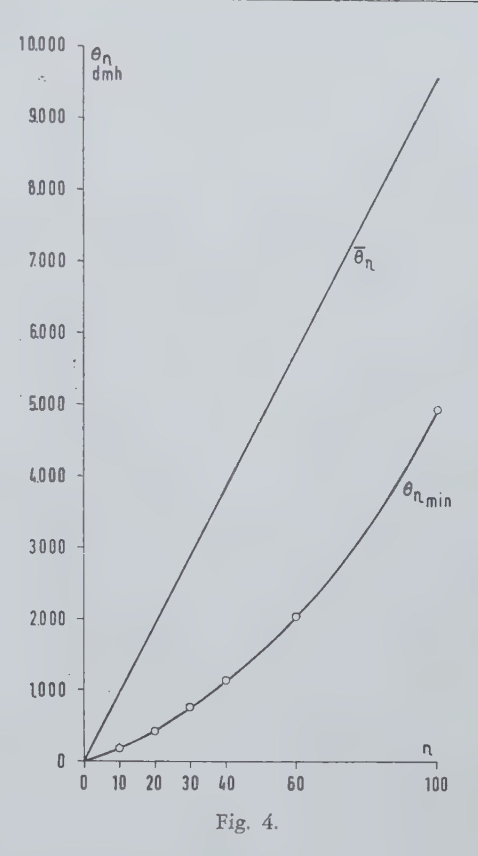


Fig. 4.

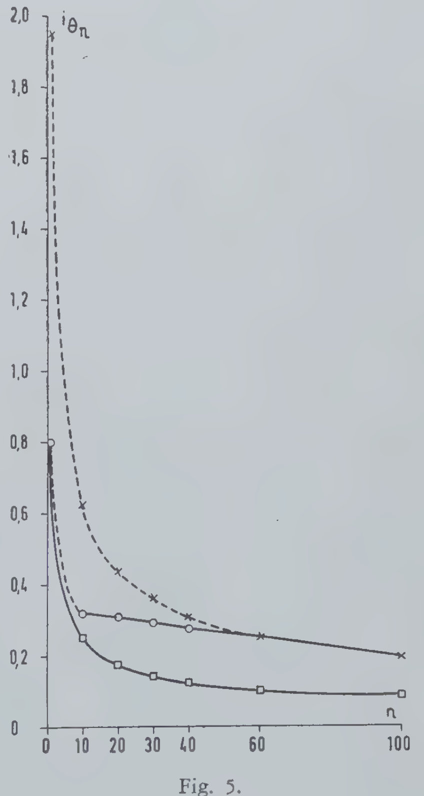


Fig. 5.

On en déduit :

1) que $n^* \approx 60$,

2) que l'erreur qui aurait été commise en négligeant les effets de grappe aurait été considérable puisque la

TABLEAU III

Détermination des $\theta_{n_{min}}$ dans la série chronologique des θ_1 du poste C (extrait)

65	15	19	45	32
20	24	189	41	39
24	23	25	36	47
24	30	23	39	171
15	36	19	48	100
25	29	22	29	34 ↓ 40
24	35	25	47	41
30	58	31	46	33
29	78	34	91	53
17	59	39	43	46
41	52	101	37	25 ↓
95	56	151	25	32 30
103	30	206	44	24
94	26	73	39	19
36	48	36	174	21
56	19 ↓ 20	31	113	23
42	19 ↓ 10	37	103	19
25	15	30	96	39
418	21	25	15	15
51	32	34	183	19
62	18	43	227	37
15	15	63	14	23
125	16	132	25	28
20	15	290	100	20
12	19	92	146	21
72	18 ↑ 10	76	28	23
34	23	168	34	27
121	36	132	79	30
54	32	101	108	29
83	35	49	100	20
132	21	49	83	24
100	22	41	151	25
20	20	19	75	21
32	19 20	18	24	29
35	18 ↑	23	30	22
121	71	20	100	21
1101	51	39	162	29
35	49	31	300	49
42	73	80	83	51 30
69	22	81	100	27 ↑
25	51	2137	61	58
23	132	147	52	36
26	41	19	39	29
51	24	49	37	23 40
36	23	63	38	19 ↑
28	310	32	35	83
32	20	58	49	100
35	24	33	32	193
31	58	60	55	30
19	819	69	17	21

TABLEAU IV

Poste	Durée totale de chargement en dmh	Nombre de berlines chargées	$\bar{\theta}_1$	Minimum de θ_n (en dmh)					
				n = 10	n = 20	n = 30	n = 40	n = 60	n = 100
B	58.794	656	89,6	189	603	792	1268	3226	
C	67.288	709	94,9	188	442	792	1164	2125	5402
D	69.410	607	114,3	194	436	765	1521	2034	4948
E	68.042	658	103,4	262	542	822	1461	2989	
F	63.264	674	93,8						5584
G	58.481	695	84,1						5167
H	64.629	661	97,7						
Global	449.908	4.660	96,5	188	436	765	1164	2034	4938

TABLEAU V

n	$\bar{\theta}_n$ dmh	$\theta_{n\,min}$ dmh	$\bar{\theta}_n - \theta_{n\,min}$ dmh	$\sigma^{(exp)}_{\theta_n} = \dfrac{\bar{\theta}_n - \theta_{n\,min}}{2,5}$ dmh	$i^{(exp)}_{\theta_n} = \dfrac{\sigma^{(exp)}_{\theta_n}}{\bar{\theta}_n}$
1	96,5				0,80
10	965	188	777	311	0,322
20	1930	436	1494	598	0,310
30	2895	765	2130	852	0,294
40	3860	1164	2696	1078	0,279
60	5790	2034	3756	1502	0,259
100	9650	4948	4702	1881	0,195

n	$i^{(exp)}_{\theta_n}$	$i^{(théor.\ 100)}_{\theta_n}$	$i^{(théor.\ 1)}_{\theta_n}$
1	0,80	1,95	0,80
10	0,322	0,62	0,252
20	0,310	0,435	0,178
30	0,294	0,355	0,146
40	0,279	0,310	0,127
60	0,159	0,252	0,103
100	0,195	0,195	0,080

$\sigma^{(exp)}_{\theta_n} = \sigma_{\theta_n}$ expérimental $\qquad$ $i^{(exp)}_{\theta_n} = i_{\theta_n}$ expérimental

$i^{(théor.\ 100)}_{\theta_n} = i_{\theta_n}$ théorique correspondant à $i^{(exp)}_{\theta}$ pour $n = 100$ et régi par la loi $i_{\theta_n} = i_{\theta_{100}} \sqrt{\dfrac{100}{n}}$

$i^{(théor.\ 1)}_{\theta_n} = i_{\theta_n}$ théorique correspondant à $i^{(exp)}_{\theta_n}$ pour $n = 1$ etrégi par la loi $i_{\theta_n} = i_{\theta_1} \sqrt{\dfrac{1}{n}}$

dispersion du temps de chargement d'une rame de 60 berlines, par exemple, aurait été évaluée à 10,3 % seulement au lieu de 25,9 %.

En fin de compte, on a adopté pour θ_n les caractéristiques suivantes :

$$\overline{\theta}_n = n\ 96{,}5 \qquad \text{(dmh)}$$

$$i_{\theta_n} = 0{,}195 \sqrt{\frac{100}{n}}$$

2262. *Loi générale*

Pour les autres chantiers existants, avec des productions $\bar{\omega}_1$ comprises entre 40 et 150 berlines par heure, un traitement de données de même nature a montré que l'expression de i_{θ_n} était indépendante de $\bar{\omega}_1$.

Dès lors, la loi générale des θ_n prend la forme

$$\overline{\theta}_n = \frac{n}{\bar{\omega}_1} \qquad \text{(en heures)}$$

$$i_{\theta_n} = 0{,}195 \sqrt{\frac{100}{n}}$$

L'expression de i_{ω_1} en fonction de $\bar{\omega}_1$ s'obtient en écrivant :

$$\overline{\theta}_{\bar{\omega}_1} = 1$$

$$i_{\theta_{\bar{\omega}_1}} = \sigma_{\theta_{\bar{\omega}_1}} = 0{,}195 \sqrt{\frac{100}{\bar{\omega}_1}} = \frac{1{,}95}{\sqrt{\bar{\omega}_1}}$$

Au seuil de confiance de 95 %, on obtient

$$\theta_{\bar{\omega}_1\,\min} = 1 - 2\,\frac{1{,}95}{\sqrt{\bar{\omega}_1}} \text{ auquel correspond}$$

$$\omega_{1\,\max} = \frac{\bar{\omega}_1}{1 - \dfrac{3{,}9}{\sqrt{\bar{\omega}_1}}}$$

$$\theta_{\bar{\omega}_1\,\max} = 1 + 2\,\frac{1{,}95}{\sqrt{\bar{\omega}_1}} \text{ auquel correspond}$$

$$\omega_{1\,\min} = \frac{\bar{\omega}_1}{1 + \dfrac{3{,}9}{\sqrt{\bar{\omega}_1}}}$$

et dès lors $4\,\sigma_{\omega_1} = \bar{\omega}_1 \left[\dfrac{1}{1 - \dfrac{3{,}9}{\sqrt{\bar{\omega}_1}}} - \dfrac{1}{1 + \dfrac{3{,}9}{\sqrt{\bar{\omega}_1}}} \right]$

ou $i_{\omega_1} = \dfrac{1{,}95\sqrt{\bar{\omega}_1}}{\bar{\omega}_1 - 15{,}2}$

et la loi des ω_t s'exprime par

$$\bar{\omega}_t = t\,\bar{\omega}_1, \text{ t étant exprimé en heures}$$

$$i_{\omega_t} = \frac{1{,}95\sqrt{\bar{\omega}_1}}{(\bar{\omega}_1 - 15{,}2)\sqrt{t}}$$

227. Application B

Une application faite dans une autre mine fournit une illustration du § 224.

On donnera seulement ici les résultats du traitement des données. Le tableau VI et le diagramme de la figure 6, dans lesquels

$$p_t = \frac{\bar{\omega}_t + 2{,}5\,\sigma_{\omega_t}}{\bar{\omega}_t}$$

TABLEAU VI

Soit p le rapport entre la production de pointe et la production moyenne.
Pour le calcul de p théorique, on pose :

$$1 + 2{,}5\ i_{\omega_4} = 1{,}34$$

durée t de référence, en heures	p expérimental	p théorique $1 + 2{,}5\ i_{\omega_4} \dfrac{\sqrt{t}}{\sqrt{4}}$
1/4	2,08	2,36
1	1,70	1,680
2	1,48	1,477
3	1,39	1,397
4	1,34	1,340

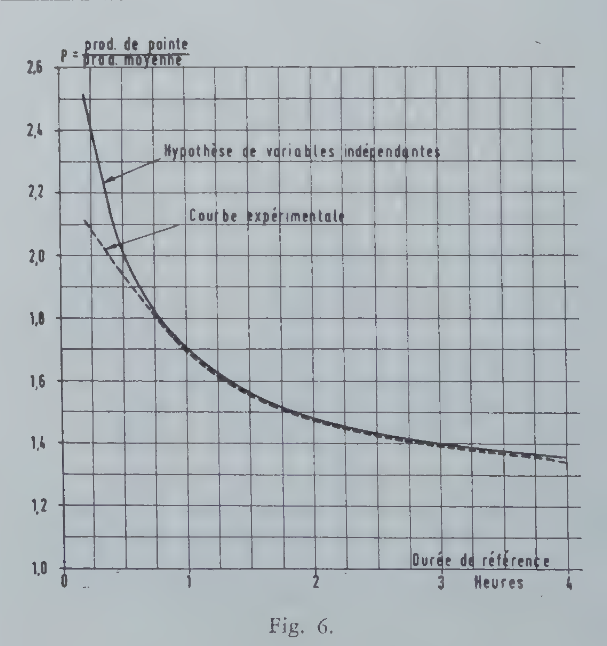


Fig. 6.

avec t = durée pour laquelle on établit la statistique de p_t et σ_{ω_t}, montrent la concordance parfaite des lois expérimentale et théorique à condition que le temps de référence soit supérieur à $\frac{1}{2} \ldots \frac{3}{4}$ heure.

La relation p = fonction (t) ne fait que traduire sous une autre forme et confirmer le phénomène observé dans l'application A, qui a été exprimé par la relation i_{θ_n} = fonction (n).

Les figures 5 et 6 sont équivalentes. La première donne une analyse de détail, tandis que la seconde confirme les résultats pour des durées de référence plus importantes.

228. Conclusions

Il est possible d'exprimer la loi de chargement de tous les chantiers d'un même type à l'aide d'un seul paramètre : la production prévisionnelle horaire $\bar{\omega}_1$.

Cette loi s'exprime par deux distributions de probabilités : celles de θ_n et de ω_t.

Il existe une autocorrélation dans la série chronologique des θ_n et des ω_t, mais il est pratique de l'éliminer de la formulation à condition de choisir en conséquence les indices de dispersion i_{θ_n} et i_{ω_t}.

Si n ou t ne sont pas trop petits, les distributions de θ_n et de ω_t peuvent être assimilées à des variables normales. Dans le cas contraire, elles sont du type Erlang-k, à une constante près.

Pour établir la loi générale, on peut en principe se baser, soit sur des relevés de durées de chargement, soit sur des relevés de capacités.

Une analyse fine des durées de chargement est évidemment la méthode de traitement de données qui prend en compte le maximum d'informations. Cette procédure s'indique lors de la première application dans une mine. Mais lorsque le phénomène a été analysé jusqu'au bout, il suffit souvent, pour extrapoler les conclusions, d'établir la statistique des ω_1 ; en effet, pour beaucoup d'applications, l'intervention de l'aléatoire est caractérisée par la liaison fonctionnelle $i_{\omega_1} = f(\bar{\omega}_1)$.

23. Lois des durées de parcours

231. Durées de parcours des rames

2311. *Principe*

Les durées de parcours d'une rame d'un point à l'autre de la mine, notamment de l'envoyage à un point de chargement, manœuvres exclues, dépend :

1) de la distance de parcours,
2) du nombre d'arrêts et des attentes éventuelles,
3) du type de locotracteur,
4) de son état d'entretien,
5) du machiniste,
6) du type de rame (berlines pleines, vides, de personnel...),
7) du nombre de berlines tractées,
8) de l'état des galeries parcourues (pente, raillage...).

Ces caractéristiques ne sont pas toutes de même nature.

Certaines d'entre elles, comme la distance de parcours, sont bien connues à l'avance et aisément mesurables.

D'autres dépendent de l'organisation elle-même. C'est le cas des temps perdus en cours de route pour laisser le passage à d'autres rames. Il convient donc de les écarter de la statistique puisque le modèle d'organisation à concevoir introduit ses contraintes propres.

Enfin, il en est dont les effets doivent être carrément reportés sur le compte du hasard car, si on prétendait en préciser l'influence spécifique, le modèle d'organisation qui en résulterait deviendrait contraignant et surtout éphémère. Par exemple, s'il est bien certain que l'état d'entretien d'un locotracteur influe sur sa vitesse, il serait ridicule d'établir une statistique particulière pour les diverses locos d'un même type; en effet, sans parler de la complication qui serait introduite, on se baserait alors sur des données dont la précision deviendrait totalement désuète et illusoire après peu de temps.

Il vaut donc mieux, en ce qui concerne certaines des caractéristiques susmentionnées, établir une statistique globale sachant bien qu'une partie de la dispersion leur est imputable, mais au moins les lois restent valables à long terme.

Cette conclusion vaut aussi pour les caractéristiques incontrôlables, comme l'aptitude des machinistes.

Le traitement des données consiste donc à établir les corrélations existant entre les durées de parcours (durées d'attente exclues) et un certain nombre de variables. Compte tenu de ce qui précède, celles-ci sont généralement :

a) Des variables discontinues : type de locotracteur, type de rame. Il est nécessaire d'établir une loi statistique pour chaque type.

b) Des variables continues ou assimilables : la distance d de parcours et le nombre N de berlines tractées.

Le § 2312 envisagera uniquement la formulation de la liaison stochastique entre δ et d. Il n'a pas encore été possible en effet d'y introduire la variable N, car le coefficient de corrélation r_{δ_N} s'est toujours jusqu'à présent avéré non significatif compte tenu des faibles variations de N enregistrées dans les relevés de situations existantes.

2312. *Formulation*

En mesurant par chronométrage les durées de parcours comptées depuis l'instant de démarrage jusqu'à l'instant de l'arrêt qui lui fait suite, et en y associant

les caractéristiques des parcours faisant l'objet des relevés, on obtient une statistique comportant, pour un modèle donné de locotracteur et pour chaque type de rame, un ensemble de couples δ_i, d_i.

La ligne de régression est nécessairement une droite dont le coefficient angulaire traduit la vitesse moyenne de translation. L'équation de cette droite de régression peut être obtenue :

— soit en calculant le coefficient r_{δ_1}, par la méthode de Kelley par exemple, puis en exprimant que $r = b_{\delta_d} \frac{\sigma_d}{\sigma_\delta}$ avec b_{δ_d} = coefficient angulaire, tout en considérant que cette droite passe par le point de coordonnées $\bar{\delta} = \sum_i \bar{\delta}_i$, $d = \sum_i d_i$

— soit graphiquement et d'une façon approchée, au moyen d'un calcul des moyennes mobiles.

Le caractère stochastique de la liaison δ–d est évalué par la variance partielle des δ qui peut être :

— soit calculée suivant l'expression

$$V_{\delta_{part}} = \frac{1}{N} \sum_k \sum_L n_{kL} (\delta_{kL} - \bar{\delta}_k)^2$$

dans laquelle

k = indice de classe des δ
L = indice de classe des d
n_{kL} = nombre de relevés appartenant à la fois à la classe k des δ et à la classe L des d
$N = \sum_k \sum_L n_{kL}$

— soit mesurée graphiquement par le tracé des enveloppes du nuage de points expérimentaux. Elles déterminent, pour une valeur donnée quelconque de d, un range égal à 4,5 ou 6 fois l'écart-type suivant le nombre de mesures.

La figure 7 donne, à titre d'exemple, les résultats d'une statistique faite sur les durées de trajet de rames pleines en bouveaux, d'environ 60 berlines de 2.000 litres, tirées par locotracteurs Diesel de 90 cv. L'ordonnée à l'origine correspond au retard imputable aux phases de démarrage et d'arrêt. La distribution des valeurs, pour une distance donnée, n'est que légèrement asymétrique; ainsi, la distribution de temps de parcours complets, qui comportent normalement plusieurs trajets et manœuvres, est-elle très voisine d'une loi normale et l'hypothèse de normalité des δ est licite.

TABLEAU VII

Normes de durées de parcours

$\delta_d = m + n d + x(p + q d)$ avec δ exprimé en ch et valable pour la distance d
d exprimé en mètres
m et p exprimés en ch
n et q exprimés en ch par mètre
x = variable réduite de Gauss.

		$\bar{N}$ (1)	C (1)	m	n	p	q
Trolley Mine A	rame pleine			5	8,4 10^{-3}	1	4 10^{-4}
	rame vide			4	7,9	1	4
	loco seule			0	6,1	0,5	2
Accumulateurs Mine B	rame pleine			2	11,3	1	8
	rame vide			2	13,3	1	8
	loco seule			0	9,0	0,5	8
Diesel 90 CV Mine C	rame pleine	60	2000	4	10,0	1,3	6
	rame vide	60	2000	4	11,1	1,3	6
	loco seule			0	10,0	0,7	6
Diesel 30 CV Mine D	rame pleine	60	630	2,6	13,7 10^{-3}	0,54	5,6
	rame vide	60	630	0,6	14,5	0,20 0,725	57 10^{-4} pour $d < 290$ 0 pour $d > 290$

(1) N dimension des rames en berlines.
C capacité des berlines en litres.

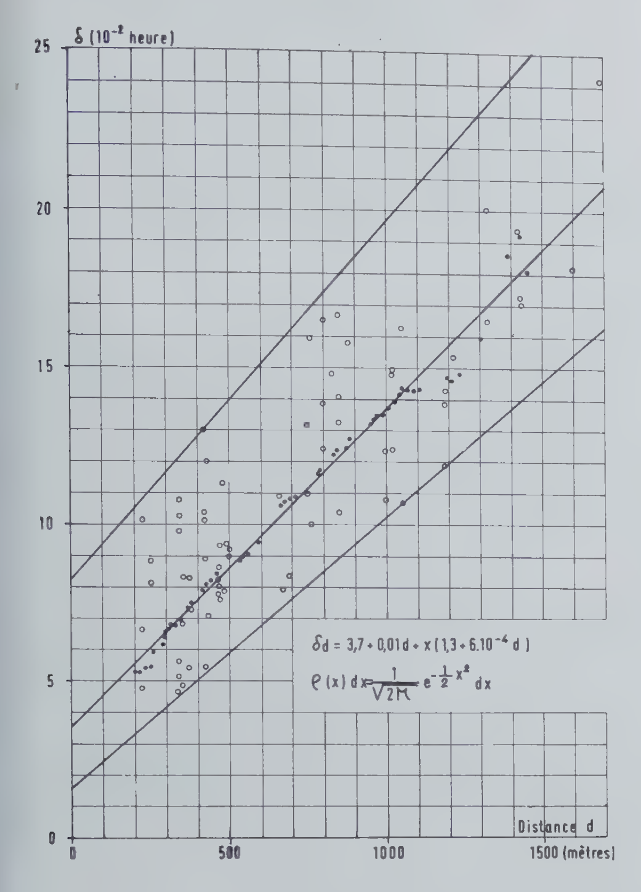


Fig. 7.

On constate que $\sigma_{\delta_{\text{part}}}$ varie un peu en fonction de la distance ; en théorie, cette variation dépend de $\sqrt{d}$ mais, en raison de sa faible ampleur, une approximation linéaire s'avère largement suffisante dans la zone utile des diagrammes.

Sur le tableau VII sont repris, à titre documentaire, les valeurs expérimentales des paramètres intervenant dans l'expression de δ, pour différents types d'équipements.

232. Manœuvres

Les normes de durée τ de manœuvres s'obtiennent par une étude statistique simple.

Ordres de grandeur des durées τ_c au chantier

$\bar{\tau}_c$ = 8 à 16 ch suivant la disposition
i_{τ_c} = environ 15 %

24. Loi de l'extraction

Comme pour les points de chargement, il est nécessaire d'exprimer les lois des circuits E, J et éventuellement EJ, définis au § 12, sous une forme double, c'est-à-dire par :

— une variable θ_n donnant la durée d'extraction de n cages (ou de n berlines)

— et une variable ω_t représentant l'extraction, exprimée en cages ou en berlines, réalisable pendant un temps t.

L'établissement de la statistique ne présente aucune difficulté spéciale.

Dans les sièges modernes, la dispersion des valeurs est faible et elles se répartissent suivant une loi très proche de la normale. C'est ainsi que la dispersion de la capacité horaire est habituellement comprise entre 8 % (manœuvres manuelles — cas défavorable) et 0,5 % (skips).

Pour les sièges vétustes où les incidents plus ou moins graves sont fréquents, les distributions de θ_n et ω_t sont nettement asymétriques, la loi de Gauss n'est plus valable pour représenter le phénomène global et il convient parfois d'établir jusqu'à trois distributions élémentaires :

— une binomiale ou une poissonnienne relative à la probabilité de survenance d'un incident,

— une normale donnant la durée d'extraction sans incident,

— la distribution particulière de la durée d'un incident.

Considéré comme une station de service d'un processus d'attente, le système d'extraction se caractérise donc:

— à la limite par un service constant (i négligeable),

— en général par un service gaussien,

— quelquefois par une distribution composite de la durée de service.

3. ORGANISATION DU TRANSPORT PAR DISPATCHING

31. Principe des critères de décision

331. Instant de la décision

Comme toute décision de dispatching est prise en avenir aléatoire, on réduit au minimum l'influence de cet aléatoire sur les résultats en retardant autant que possible l'instant où cette décision est prise.

312. Analogie avec les modèles de stocks

La programmation du dispatching des locos, quel qu'en soit le type, P ou T, exige la connaissance de critères réglant le départ des locos de l'envoyage.

Pour chaque point de chargement et au point de vue de sa desserte, l'objectif est que la prochaine rame vide parvienne avant que la réserve de vides présents au chantier ne soit épuisée. Un tel problème est de la même nature qu'une gestion de stocks, puisqu'on peut établir les analogies suivantes, pour un point de chargement quelconque :

— chargement = consommation

— v vides au point de chargement = stock réel

— rame i de N_{v_i} en circulation à destination du point de chargement = commande en cours

— $v + \sum_i N_{v_i} = v^{po}$ = stock potentiel

— durée δ_{AL} de parcours depuis l'envoyage jusqu'au point de chargement, manœuvre en ce point comprise = délai

– manque à vides au point de chargement = rupture de stock.

Cette analogie ne doit pas étonner, car on sait qu'il existe aussi sur le plan théorique un parallélisme entre les modèles d'attente et de stocks, que l'on peut d'ailleurs mettre en évidence et exploiter par un véritable dictionnaire d'équivalence.

Le problème du dispatching au départ de l'envoyage peut ainsi être traité comme un modèle de stock et comme, bien entendu, les coûts de lancement, de stockage et de rupture ne sont pas évaluables au sein d'une fonction économique, le critère pratique de prise de décision sera basé sur la probabilité de rupture de stock, c'est-à-dire sur la réserve potentielle minimum v^{po}_{mi} pour une probabilité donnée de rupture (§ 32).

Remarque

Il se peut aussi que l'on ait une contrainte sur le nombre p de pleins présents au chantier, à savoir $p \leqslant p_{max}$ avec arrêt du chargement lorsque $p = p_{max}$. Cette servitude ne concerne que des points de chargement mal conçus et, comme au niveau du modèle, elle n'introduit aucune idée neuve par rapport au raisonnement tenu sur le nombre de vides, il n'en sera plus question dans la suite.

313. Analogie avec les modèles d'ordonnancement

L'approche exposée au paragraphe précédent fait implicitement l'hypothèse que les chantiers puissent être considérés isolément, auquel cas le raisonnement permet de savoir, en temps réel, quand une rame de vides doit être expédiée.

Mais il faut tenir compte en outre des interférences existant entre les dessertes des différents chantiers.

Le cas le plus clair d'interférence se rapporte à la circulation des rames sur des tronçons communs; dans les réseaux étoilés pourvus partout de doubles voies, cette gêne apparaît uniquement aux croisements, tandis qu'avec des schémas plus complexes ou de moins bons équipements, des tronçons entiers sont bloqués quand une rame les parcourt.

L'expédition des rames ne peut alors se faire aux instants limites déterminés sur base des v^{po}_{mi}, mais un ordonnancement des départs à l'intérieur de ces limites est nécessaire, par un calcul de marges (§ 33).

32. Détermination de v^{po}_{mi}

Remarque liminaire : le calcul de la probabilité d'arrêt de chargement avant l'arrivée au chantier de la prochaine rame qui partira de l'envoyage vers ce chantier est évidemment fonction de v^{po} et non de v.

321. Détermination de δ_{AL}

Les caractéristiques $\overline{\delta}_{AL}$ et $\sigma_{\delta_{AL}}$ du trajet aller sont déterminées une fois pour toutes à partir des lois de parcours et de manœuvres, et du plan de la mine.

Soit δ_{Vd} la durée du parcours puits-chantier de longueur d

τ_A la durée des manœuvres au point de chargement.

$$\overline{\delta}_{AL} = \overline{\delta}_{Vd} + \overline{\tau}_A$$

$$\sigma_{\delta_{AL}} = \sqrt{\sigma^2_{\delta_{Vd}} + \sigma^2_{\tau_A}}$$

La distribution de δ_{AL} peut être considérée comme gausienne.

322. Formulation de v^{po}_{mi}

Pour la simplicité d'écriture, nous conviendrons pour ce paragraphe de symboliser δ_{AL} par Δ, de densité $\rho(\Delta)$ avec $\Delta_{min} \leqslant \Delta$.

Soit $\varphi_t(\omega)$ la fonction de densité de ω_0 avec $0 \leqslant \omega_t$

ω_Δ la production durant la durée aléatoire Δ

$\psi(\omega)$ la fonction de densité de ω_Δ avec $0 \leqslant \omega_\Delta$

On a

$$\psi(\omega)\, d\omega = \text{prob}\,(\omega \leqslant \omega_\Delta < \omega + d\omega) = \int_{\Delta=\Delta_{min}}^{\infty} \rho(\Delta)\varphi_{t=\Delta}(\omega)\, d\Delta\, d\omega \qquad (1)$$

$$\text{et prob}\,(\omega_\Delta\ v^{po}) = \int_{v^{po}}^{\infty} \psi(\omega)\, d\omega$$

$$= \int_{v^{po}}^{\infty}\int_{\Delta=\Delta_{min}}^{\infty} \rho(\Delta)\varphi_{t=\Delta}(\omega)\, d\Delta\, d\omega$$

Soit α la probabilité d'arrêt de chargement qui caractérisera l'efficience du transport.

L'instant d'envoi d'une rame de l'envoyage sera tel que v^{po} atteint son minimum v^{po}_{mi} défini par

$$\int_{v^{po}_{mi}}^{\infty}\int_{\Delta=\Delta_{min}}^{\infty} \rho(\Delta)\varphi_{t=\Delta}(\omega)\, d\Delta\, d\omega = \alpha$$

Comme $\varphi_t(\omega)$ et $\rho(\Delta)$ sont connus en fonction de $\bar{\omega}_1$ et de *d*, il est possible de déterminer une fois pour toutes le seuil v^{po}_{mi} en fonction de ces caractéristiques.

Tel est le problème.

Il peut être résolu de différentes manières.

3221. *1ère solution.*

Résoudre l'équation implicite ci-dessus par calcul numérique.

$$P_k(t) = \frac{(\bar{\omega}_1 t)^k \, e^{-\bar{\omega}_1 t}}{k\,!} \qquad \text{avec}$$

$P_k(t)$ = probabilité de charger *k* berlines en un temps *t*.

$$\text{et } \rho(\Delta)\, d\Delta = \frac{2\,(B - \Delta)}{(B - A)^2}\, d\Delta \quad \text{avec } A \leqslant \Delta \leqslant B$$

A et B constants

En posant : $P_k(\Delta)$ = prob. $(\omega_\Delta = k)$
$A \leqslant \Delta \leqslant B$

On obtient :

$$P_k(\Delta) = \frac{2}{\omega_1 (B - A)^2} \left\{ e^{-\omega_1 A} \left[B \sum_{n=0}^{n=k} \frac{(\omega_1 A)^n}{n\,!} - \frac{k+1}{\omega_1} \sum_{n=0}^{n=k+1} \frac{(\omega_1 A)^n}{n\,!} \right] \right.$$

$$\left. e^{-\omega_1 B} \left[B \sum_{n=0}^{n=k} \frac{(\omega_1 B)^n}{n\,!} - \frac{k+1}{\bar{\omega}_1} \sum_{n=0}^{n=k+1} \frac{(\omega_1 B)^n}{n\,!} \right] \right\}$$

3222. *2ème solution* (approchée). En termes de gestion de stocks, cette solution vise à convertir le modèle à délai Δ variable auquel on a affaire en modèle à délai constant $\bar{\Delta}$ par une majoration artificielle de la dispersion de la consommation. Cette solution s'appuie sur le fait, vérifié ci-après, que, même si ω_t et Δ sont nettement asymétriques, ω_Δ est assimilable à une loi de Gauss de moyenne $\bar{\omega}_\Delta = \bar{\Delta}\,\bar{\omega}_1$ et dont l'écart-type σ_{ω_Δ} est égal à la valeur qu'il prendrait si Δ était constant, c'est-à-dire $\sigma_{\omega_1}\sqrt{\bar{\Delta}}$, multipliée par un facteur *k* plus grand que l'unité et fonction de $\bar{\Delta}$ et i_Δ.

En résumé, on écrira

$$\int_{v^{po}_{mi}}^{\infty} \psi_a(\omega)\, d\omega = \alpha$$

$$\text{et } \psi_a(\omega) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\,\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta}}\, e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{\omega - \omega^{(a)}_\Delta}{\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta}}\right)^2}$$

avec $\omega^{(a)}_\Delta = \bar{\Delta}\,\bar{\omega}_1$

$\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta} = k\,\sigma_{\omega_1}\sqrt{\bar{\Delta}}$

$k > 1$

$\psi_a(\omega)$, $\bar{\omega}^{(a)}_\Delta$ et $\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta}$ sont des expressions approchées de $\psi(\omega)$, $\bar{\omega}_\Delta$ et σ^{ω}_Δ.

Détermination du coefficient k

Attribuons à ω_t et Δ respectivement une distribution poissonnienne et une distribution triangulaire, d'expressions :

L'expression $\sum_{k=0}^{k^*} P_k(\Delta)$, analogue à $\int_0^{\omega = k^*} \psi(\omega)\, d\omega$ peut aisément être calculée sur ordinateur en donnant à A et B certaines valeurs et en paramétrant $\bar{\omega}_1$. Dans la pratique, on prend A et B tels que la variance de la distribution triangulaire $\rho(\Delta)$ soit égale à la variance réelle de Δ.

Le résultat s'exprime sous forme de distributions cumulées de probabilités, comme l'indique la figure 6 établie pour $E(\Delta) = 0{,}36$ h. et $B = 1{,}6$ A.

Ces distributions permettent de déterminer σ_{ω_Δ}.

Le rapport $\dfrac{\sigma_{\omega_\Delta}}{\sigma_{\omega_1}\sqrt{\bar{\Delta}}}$ n'est autre que le coefficient *k*

Ci-dessous un calcul pratique établi pour $\bar{\omega}_1 = 80$. Il s'appuie sur les remarques suivantes

1) $\sigma_{\omega_1} = \sqrt{\bar{\omega}_1}$

2) $E(\Delta) = \bar{\Delta} = \displaystyle\int_A^B \Delta \frac{2(B - \Delta)}{(B - A)^2}\, d\Delta = \frac{B + 2A}{3}$

3) $\bar{\omega}_\Delta = \bar{\omega}_1\, E(\Delta)$

4) σ_{ω_Δ} s'obtient à partir de la figure 6 (pour $E(\Delta) = 0{,}36$) et de diagrammes analogues établis pour $E(\Delta) = 0{,}24$ et $E(\Delta) = 0{,}12$. Ce qui nous intéresse en fin de compte pour le calcul de v^{po}_{mi}, c'est la valeur maximum ω_Δ, à un seuil de confiance donné. En tablant par exemple sur la valeur ω_Δ (0,975) de la production ayant une probabilité de 2,5 % de chance d'être dépassée, on définit $\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta}$ par l'expression

$$\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta} = \tfrac{1}{2}\left(\omega_\Delta^{(0{,}975)} - \bar{\omega}_\Delta\right)$$

TABLEAU VIII

$\bar{\omega}_1$	σ_{ω_1}	A	B	E(Δ)	$\bar{\omega}_\Delta$	$\omega_\Delta(0{,}975)$	$\sigma^{(a)}_{\omega_\Delta}$	$\sqrt{\bar{\Delta}}$	$\sigma_{\omega_1}\sqrt{\bar{\Delta}}$	k
80	8,9	0,1	0,16	0,12	9,6	16,2	3,3	0,35	3,11	1,06
80	8,9	0,2	0,32	0,24	19,2	29,0	4,9	0,49	4,36	1,12
80	8,9	0,3	0,48	0,36	28,8	41,6	6,4	0,60	5,34	1,20

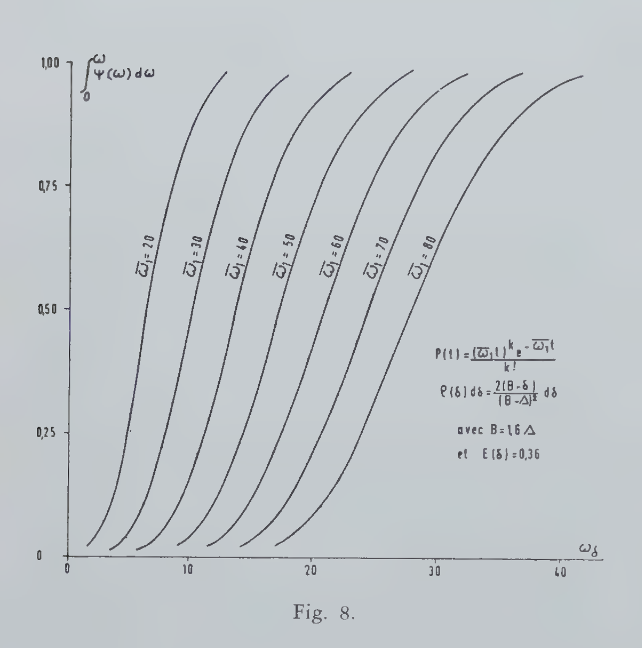


Fig. 8.

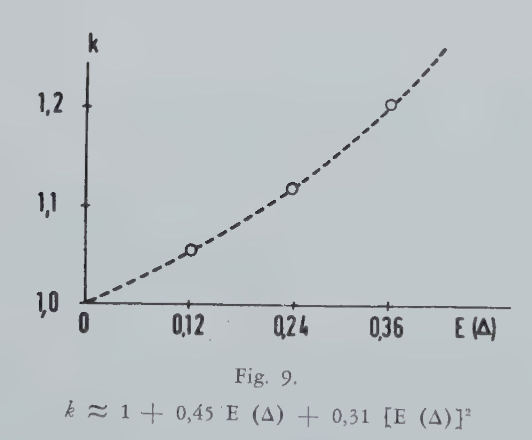


Fig. 9.

$k \approx 1 + 0{,}45\ \mathrm{E}\ (\Delta) + 0{,}31\ [\mathrm{E}\ (\Delta)]^2$

3223. *3ème solution* (approximative)

La conception et la mise en marche d'un modèle industriel n'exigent pas la précision recherchée par les solutions qui précèdent et qui se justifient seulement lors de la phase de parachèvement d'une organisation déjà en place.

Une première approximation de v^{po}_{mi} est donnée par: $(\omega_t + 2\,\sigma_{\omega_t})$, expression dans laquelle on attribue à t la valeur $\delta_{AL} + 2\,\sigma_{\delta_{AL}}$. Cette méthode donne évidemment une très grande sécurité.

323. Abaque de v^{po}_{mi}

Quel que soit le mode de calcul choisi, il est rigoureusement indispensable, pour que l'organisation du dispatching puisse s'adapter instantanément à toute modification du programme d'exploitation, de déterminer une fois pour toutes un abaque de v^{po}_{mi}.

Les variables indépendantes sont :

$\bar{\omega}_1$ production prévisionnelle horaire par point de chargement

d distance puits-point de chargement.

En effet, toutes les variables intermédiaires i_{ω_1}, δ_{AL}, $\sigma_{\delta_{AL}}$ s'expriment en fonction de ces deux paramètres de base.

Exemple

Dans cet exemple vécu, la loi de chargement valable pour tous les chantiers s'exprime par les relations :

$$\theta_n = \frac{100\ n}{\bar{\omega}_1}\left(1 + x\,\frac{1{,}77}{\sqrt{n}}\right)$$

et $$\omega_t = \frac{\bar{\omega}_1\ t}{100} + 0{,}26\ x\ \sqrt{\bar{\omega}_1\,t}$$

avec θ et t exprimés en ch

$\bar{\omega}_1$ en berlines par heure

x = var. réd. de Gauss

On notera que $i_{\omega_1} = \dfrac{2{,}6}{\sqrt{\bar{\omega}_1}}$

La prédétermination des v^{po}_{mi} est faite conformément au § 3223, mais pour la rendre indépendante du type de locotracteur, on considère comme variable indépendante $\delta_{AL\ max}$ plutôt que d.

Posons $\delta_{AL\ max} \equiv D$

$$v^{po}_{mi} = \frac{\bar{\omega}_1 D}{100} + 0{,}52 \sqrt{\bar{\omega}_1}\ D$$ au seuil de confiance de 97,5 %.

La figure 10 traduit les résultats dans un diagramme ($\bar{\omega}_1$, D).

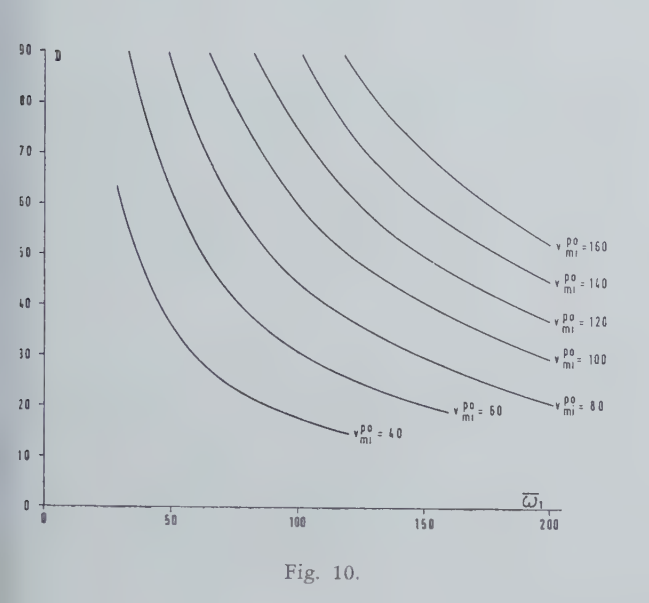


Fig. 10.

33. Détermination des marges m_1 au premier cycle par point de chargement

Nous appellerons marge m_1, à l'instant t pour un point de chargement, le délai disponible pour l'expédition d'une rame vide de l'envoyage vers ce point de chargement en sorte que la rame y parvienne avant épuisement de la réserve de vides, à un seuil de confiance donné.

Cette nouvelle notion inclut implicitement celle de v^{po}_{mi} puisque v^{po}_{mi} n'est autre que le v^{po} correspondant à $m_1 = 0$.

Mais par définition et contrairement à v^{po}_{mi}, une marge est une caractéristique en temps réel.

331. Utilisation des marges

3311. Dans le cas de réseaux où il n'y a pas lieu de craindre que les rames vides soient retardées en cours de route parce que certains tronçons seraient bloqués par d'autres rames, le départ des locotracteurs est réglé sur base du v^{po}_{mi}. Néanmoins, de telles organisations nécessitent la prise en considération des marges dans les deux cas suivants.

1er cas : lorsqu'il existe une probabilité non négligeable de manque de locotracteur disponible à l'envoyage.

En effet, si deux points d'ordre, ou éventuellement plus, successifs n'ont pu être honorés, le critère réglant l'affectation de la première locomotive disponible et visant à minimiser l'espérance mathématique de la perte de production doit être le suivant : rendre prioritaire le point de chargement pour lequel la marge négative à l'instant où de locotracteur est prêt, est la plus grande en valeur absolue.

Comme il est exceptionnel que cette probabilité de carence des locotracteurs soit systématiquement négligeable, pratiquement toutes les organisations par dispatching sont basées à la fois sur des critères v^{po}_{mi} et m_1.

2ème cas : lorsque l'information sur les réserves réelles de vides aux points de chargement parvient au dispatcher de façon discontinue et à intervalles de temps fixes. Le dispatcher doit alors, à chaque réception d'information, déterminer les marges pour programmer les départs des locotracteurs dans l'intervalle suivant.

3312. La notion de marge est en outre indispensable lorsqu'il est nécessaire de tenir compte de l'encombrement du réseau. C'est par la consommation partielle ou totale des marges positives qu'un planning de circulation des rames peut être établi.

332. Procédures de détermination des marges

L'utilisation des marges en temps réel n'est possible que si leur calcul est prédéterminé pour chaque chantier en fonction de v^{po}.

La figure 11 schématise la procédure dans le cas général.

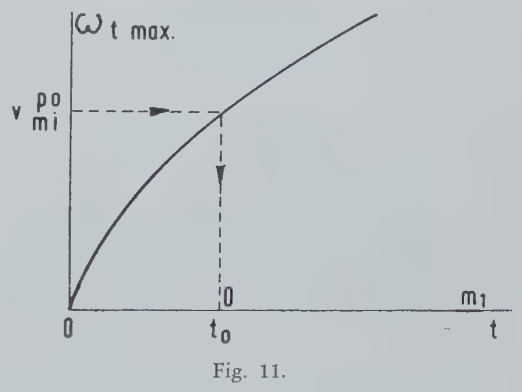


Fig. 11.

Seuil de confiance α.

Elle consiste à établir, à un seuil de confiance donné, et par chantier

— la relation $\omega_{t\ max} = f(t)$

— la valeur t_0 telle que $v^{po}_{mi} = f(t_0)$

— la marge m_1 telle que $\omega_{t\ max} = f(t_0 + m_1)$

Lorsque le v^{po}_{mi} est déterminé suivant la méthode du § 3223, le t_0 n'est autre que D et dès lors la prédétermination des marges peut être faite

— soit en considérant la relation $\omega_{t\ max} = f(D+m_1)$ (cfr. fig. 12)

— soit en établissant la relation $\theta_{min} = g\ (v^{po})$ et en adopant $m_1 = \theta_{min} - D$ (cfr. fig. 13).

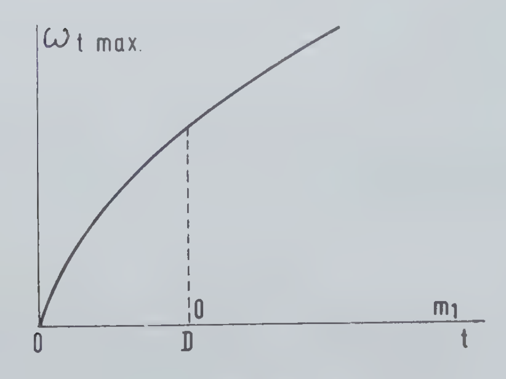


Fig. 12.

Seuil de confiance α.

Remarque : L'ensemble des relations conduisant à la prédétermination des marges peut être mis sous forme d'un abaque à points alignés.

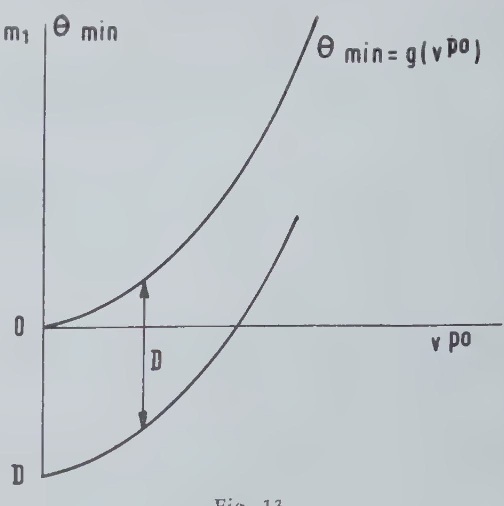


Fig. 13.
Seuil de confiance α.

Exemple :

En reprenant les données numériques de l'exemple du § 323, au seuil de confiance de 97,5 %, θ_{min} s'exprime par la relation

$$\theta_{min} = \frac{100\ i^{po}}{\omega_1}\ (1 + \frac{3{,}54}{\sqrt{v^{po}}})$$

TABLEAU IX

v^{po}	0	20	40	60	80	100	120	140	160
θ_{min}	0	4	18	33	48	65	81	98	115
$m_1 = \theta_{min} - 35$	— 35	— 31	— 17	— 2	13	30	46	63	80

TABLEAU X

X	$m_i > 0$ quel que soit i ?	oui	X_1
		non; soit $m_j = \min\ (m_i)$	X_2
Y	$L = 0$?	oui	Y_1
		non	Y_2
Z	$V < N$?	oui	Z_1
		non	Z_2

valable quel que soit D et qui quantifie, avec les données de l'exemple, le schéma de la figure 11.

On en déduit l'échelle des marges en fonction de D par simple différence.

Soit par exemple $\omega_1 = 100$, $D = 35$; on obtient le tableau IX.

34. Mise en œuvre du dispatching

Les critères de décision mis au point aux § 32 et 33 suffisent pour programmer totalement des organisations de type T_1 ou P_2, à condition que les durées de parcours des rames ne subissent pas de majoration à caractère aléatoire pour des raisons d'encombrement de trafic, c'est-à-dire pratiquement lorsque le réseau est partout à double voie.

Le présent chapitre se situe dans ces limites d'application.

341. Dispatching T1

Symbolisons par :

P_i le point de chargement i $\quad i = 1, 2, \ldots, p$

N le nombre constant de berlines par rame (en principe, rien n'empêcherait de considérer des N_i différents suivant les chantiers mais sur le plan pratique cette complication ne se justifie pas).

v_i la réserve réelle de vides au chantier i à l'instant présent.

r_i le nombre de rames vides en route vers le chantier i à l'instant présent.

v_i^{po} $= v_i + N r_i$

$v_{i\,mi}^{po}$ la réserve potentielle minimum de vides prédéterminée pour le chantier i.

m_{1i} la marge, positive ou négative, correspondant à v_i^{po} d'après l'échelle prédéterminée des marges du chantier i.

L nombre de locomotives disponibles à l'envoyage à l'instant présent.

V nombre de vides disponibles à l'envoyage à l'instant présent.

En résumé, les données sur lesquelles est basé le dispatching sont de deux types :

1) des éléments décisionnels prédéterminés, à savoir : par chantier, v_{mi}^{po} et l'échelle des marges

2) des données en temps réel transmises au poste de commande, par téléphone ou par Grubenwart, et qui comportent :

a) par chantier v_i et r_i

b) à l'envoyage L et V.

Le traitement de l'information consiste simplement à examiner trois catégories de données et à répondre en temps réel aux trois questions reprises sous le tableau X et, dès qu'une réponse du type X_2 Y_2 Z_2 est acquise, à envoyer un ordre d'envoi d'une rame vide au chantier j.

342. Dispatching P2

Le schéma décisionnel est le même que pour le type précédent, sauf qu'à la notion de N constant se substituent

— un N_{max}

— un $N_i = P_i$ à l'instant présent.

Bien entendu le critère Z devient $V < N_j$ avec P_j = chantier pour lequel la marge est minimale.

4. CONCLUSION

Toutes les données relatives au transport se traduisent par des distributions de probabilités.

Les ordres de grandeur des dispersions qui ont été cités montrent l'importance essentielle de l'aléatoire dans les processus.

Il a été prouvé qu'un traitement statistique approprié des données relevées dans une situation existante permettait de formuler des lois générales valables à long terme malgré les modifications à venir du programme d'exploitation.

L'organisation d'un dispatching consiste à définir les critères relatifs à l'affectation et aux instants de départ des locotracteurs. Le modèle mathématique est traité prévisionnellement :

— par voie analytique afin de définir une fois pour toutes les lois fondamentales relatives à ces critères, c'est-à-dire les fonctions de marges pour la mine entière, valables quelles que soient la situation géographique et la capacité des chantiers;

— par simulation afin de déterminer les besoins en matériel.

Dans les réseaux sans contrainte de trafic, la mise en œuvre en temps réel ne nécessite que des opérations logiques simples qu'il est possible d'effectuer sans ordinateur de processus.

Mise en application d'une programmation du transport principal par dispatching à la S.A. des Charbonnages du Hasard

par R. HARDENNE,

Ingénieur Civil des Mines
Ingénieur Divisionnaire à la S.A. des Charbonnages du Hasard

RESUME

Cet exposé est relatif à la programmation du transport principal au Siège de Cheratte de la S.A. des Charbonnages du Hasard.

Un système de dispatching a été mis en place avec pour conséquences : une réduction du matériel roulant et une suppression totale des arrêts de chantiers pour défaut d'alimentation en berlaines vides. Ces résultats se sont maintenus à travers l'évolution normale du planning de production.

L'exposé fournit les données numériques intéressantes, précise la méthode et en relate la mise en application.

Il insiste spécialement :

- *sur les procédures de calcul prévisionnel relatif aux critères de départ des rames;*
- *sur les tests permettant, avant la mise en marche du système, de contrôler sa sécurité d'exploitation;*
- *sur la possibilité pratique de réaliser un dispatching programmé sans qu'il soit toujours besoin d'un ordinateur connecté en temps réel.*

SAMENVATTING

Deze uiteenzetting handelt over het programmeren van het hoofdvervoer in de zetel Cheratte van de N.V. Charbonnages du Hasard.

Er werd een dispatchingsysteem ingevoerd met tot gevolg : een vermindering van het rollend materieel en het volledig verdwijnen van produktiestoringen in de pijlers als gevolg van een tekort aan ledige wagens. Deze resultaten hielden stand doorheen de normale ontwikkeling van de produktieplanning.

De uiteenzetting geeft interessante numerieke gegevens, en geeft nadere inlichtingen omtrent de methode en de manier waarop ze in toepassing gebracht werd.

Er wordt speciale nadruk gelegd op :

- *de methode van vooraf berekenen van de criteriums geldend voor het vertrek der treinen;*
- *de tests waardoor de bedrijfszekerheid van het systeem wordt onderzocht voor het in gang gezet wordt;*
- *de mogelijkheid om een geprogrammeerde dispatching in te richten zonder dat men altijd een reële-tijd-ordinator nodig heeft.*

INHALTSANGABE

Des Aufsatz behandelt den Übergang zur programmierten zentralen Zugverkehrssteuerung in der Grube Cheratte der Gesellschaft Charbonnages du Hasard.

Durch die Einrichtung dieses Systems ist es gelungen, den Lokomotiven- und Wagenpark zu verringern

SUMMARY

This report concerns the programming of main haulage in the Cheratte colliery of the Hasard Collieries Ltd.

A dispatching system has been installed with the following results : reduction in the locos and mine

und den Stillstand der Abbaubetriebe infolge mangels an Leerwagen vollkommen auszuschalten. Bei normaler Entwicklung der Abbaubetriebs- und Förderpläne waren diese Erfolge von Dauer.

Der Aufsatz enthält aufschlußreiche Zahlenangaben und eine eingehende Beschreibung des Verfahrens und seiner praktischen Anwendung.

Mit besonderer Ausführlichkeit werden behandelt :

- *die Vorausberechnung der Kriterien für die Abfahrt der Züge;*
- *Versuche zur Überprüfung der Betriebssicherheit des Systems vor seiner Einführung;*
- *die Möglichkeit der Einrichtung einer programmierten zentralen Zugsteuerung, ohne daß es notwendig wäre, in jedem Fall eine Direktberichtigung durch den angeschlossenen Rechner durchzuführen.*

cars, total abolition of stoppages in the working places for lack of the supply of empty trucks. These results have been maintained throughout the normal evolution of planning production.

The report gives the pertinent numerical data, a precise description of the method and an account of its application.

It specially emphasizes the procedure for forecasting calculations

- *concerning the criteria of the departure of the trains of mine cars;*
- *concerning the tests whereby the system may be set in motion and its safe working may be controlled:*
- *concerning the practical possibility of drawing up a dispatching programme without it being necessary to connect a computer on each occasion.*

---

1. INTRODUCTION

Pour la mise en exploitation du nouvel étage de 480 m au Siège de Cheratte, la Direction de la S.A. des Charbonnages du Hasard a estimé indispensable de procéder à une étude complète du transport principal à cet étage et d'y installer une programmation des convois de berlaines.

11. Buts de l'organisation

Partant des lois de distribution des capacités de chargement aux points de déhourdage, de la circulation des convois et de la capacité du puits d'extraction, connaissant les variations du planning de production et disposant du plan de raillage, nous devions :

a) Concevoir une technique :
- simple où les calculs sont réduits au minimum minimorum;
- ne laissant aucune place à l'interprétation du personnel;
- adaptable aux variations instantanées des débits des points de chargement et journalières des productions présumées, aux évolutions du programme d'exploitation, aux modifications éventuelles du transport principal et aux critères de priorité imposés par la Direction du Siège.

b) Pouvoir tester les modèles de transport proposés en fonction des modifications reprises ci-dessus (a) afin
- de prévoir les aléas du transport;
- de renseigner la Direction du Siège sur les besoins en matériel roulant, les aménagements éventuels à apporter au raillage et sur le coût de l'ensemble du transport principal.

L'organisation à réaliser devait donc être à la fois rigide et évolutive et permettre une introduction de la programmation du transport principal dans l'établissement des plannings de production. La direction d'un siège d'extraction ne peut en effet en aucun cas ignorer les contraintes imposées par le transport principal lors de l'étude du programme d'exploitation (éventuellement dans un P.E.R.T. de production) et des prévisions budgétaires.

12. Lois de distribution (en ch.)

a) *Chargement des berlaines.*

Pour le chargement des berlaines, les lois sont :

$$\theta_N = \frac{100 \, . \, N}{\overline{\omega}_1} \left(1 + \frac{1{,}77 \, . \, x}{\sqrt{N}}\right)$$

$$\omega_t = \frac{\overline{\omega}_1 \, . \, t}{100} \left(1 + \frac{26 \, . \, x}{\sqrt{t \, . \, \overline{\omega}_1}}\right)$$

Ces lois ont été établies par chronométrage des temps de chargement berlaine par berlaine. Les effets de grappe n'ont été éliminés qu'en prenant les temps 40 berlaines par 40 berlaines.

Lors de l'étude pour le second siège, nous avons constaté que les indices de dispersion décroissent avec la dureté du charbon.

b) *Circulation des convois.*

Les locomotives sont du type diesel (Moes DLM II) et les berlaines ont une capacité de 630 litres.

La loi de circulation correspond à la formule :

$$\delta = m + n \, . \, d + (p + q \, . \, d) \, . \, x$$

Les coefficients trouvés pour le matériel roulant ci-dessus sont donnés au tableau I.

TABLEAU I

Coefficients	Berlaines vides		Berlaines pleines
m		0,6	2,6
n		$14{,}5 \cdot 10^{-3}$	$13{,}7 \cdot 10^{-3}$
p	si $d < 290$	0,2	
	si $d \geqslant 290$	0,725	0,54
q	si $d < 290$	$57 \cdot 10^{-4}$	
	si $d \geqslant 290$	0	$5{,}6 \cdot 10^{-4}$

Ces coefficients sont très variables avec l'état du raillage, la sinuosité des galeries, l'automatisme des aiguillages, etc. Les mêmes locotracteurs et les mêmes berlaines peuvent donner des valeurs très différentes dans deux sièges différents et même à deux étages d'un siège.

La loi des temps de manœuvre est une loi normale. Par chronométrage, nous avons obtenu des valeurs données au tableau II pour les moyennes et les écarts-types.

TABLEAU II

Localisation	Moyenne	Ecart-type
Au puits	8,85 ch	3,63 ch
Point de chargement		
1°) Rebrousse-poil	14,96 ch	2,36 ch
2°) Ring	8,90 ch	3,86 ch
Préparatoires	14,03 ch	5,16 ch

Nous donnons à la figure 1 les schémas des raillages pour les deux types de point de chargement.

c) *Capacité du puits d'extraction.*

Ces lois sont de la même forme que pour le chargement des berlaines. Nous avons pour M berlaines et pour un temps t :

$$\theta_M = 0{,}281 \cdot M + 0{,}183 \cdot x \cdot \sqrt{M}$$

$$\omega_t = 3{,}560 \cdot t + 0{,}102 \cdot x \cdot \sqrt{t} .$$

13. Schéma du transport principal

La figure 2 est relative au transport principal de l'étage de 480 m du Siège de Cheratte.



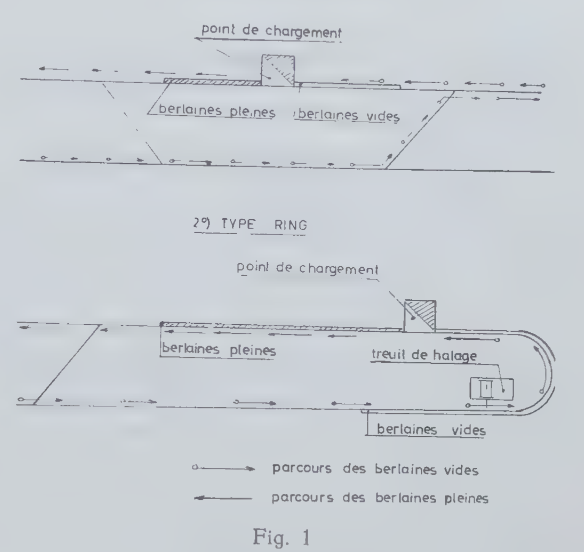


Fig. 1

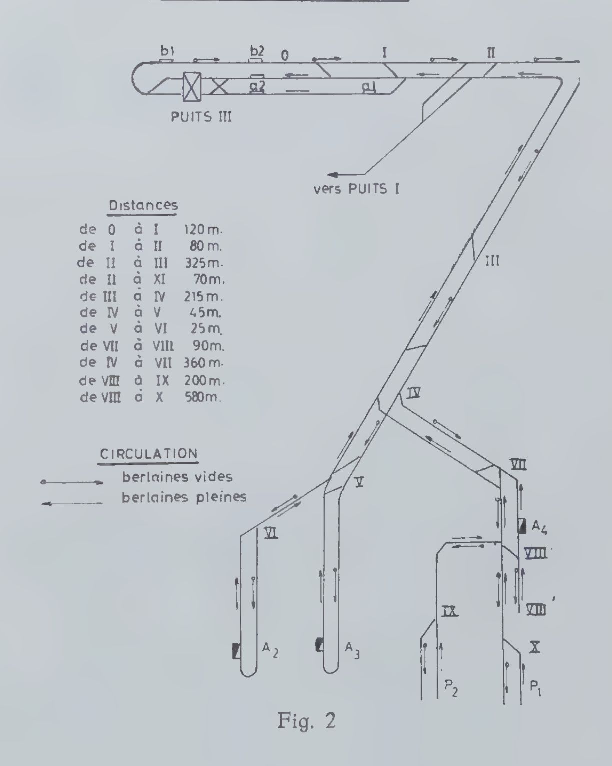


Fig. 2

L'ensemble de la circulation se fait à double voie sauf pour les préparatoires à partir du point VII. La répartition géographique des points de chargement est une distribution en étoile à partir du point IV où les convois de berlaines pleines et de berlaines vides risquent de se télescoper.

Pour éviter un télescopage des convois venant des préparatoires et des convois faisant les manœuvres en A_4, un jeu de feux de signalisation rouge et vert a été installé en VII, VIII et VIII'.

Si le point de chargement en A_4 est du type rebrousse-poil, par contre en A_2 et A_3 ils sont du type ring.

14. Mode de transport adopté

Nous avons adopté le principe d'un dispatching central placé au point I. De cette façon, le convoi de berlaines vides partira du puits connaissant directement sa destination.

Nous pouvions envisager deux possibilités, soit à rame constante, soit à rame variable. Comme nous allions substituer, au principe de la liberté du chef de trait, un principe *simple mais rigide*, il nous a paru normal, afin de ne pas introduire trop de variations en une fois, de maintenir les rames constantes. Il est d'ailleurs normal de les prendre égales à un nombre compatible avec l'effort de traction des locotracteurs et multiples d'un nombre entier de cage d'extraction.

$$12 \text{ berlaines} \times 5 \text{ cages} = 60 \text{ berlaines.}$$

Le dispatcher est en liaison téléphonique avec les points de chargement et les préparatoires. Il demande tous les quarts d'heure la situation des berlaines aux différents points de chargement. Ceux-ci, ainsi que les préparatoires, lui téléphonent dès que le nombre de berlaines pleines pour former un convoi est atteint, et lorsqu'un convoi quitte le point considéré. Il peut ainsi adapter le circuit des convois d'une manière presque continue aux débits des chantiers.

Il est *le seul à commander le transport*. Aucun convoi ne peut quitter le puits sans son ordre. Un locotracteur ne peut quitter un point de chargement qu'au moment où le nombre de berlaines par rame est atteint.

Nous avons donc adopté le système T_1.

Nous adoptons comme principe qu'un *convoi de berlaines vides a toujours priorité* sur un *convoi de berlaines pleines*. Ceci est très important lors de croisement de rames ou de circulation à simple voie.

« PRIORITE AUX BERLAINES VIDES ».

Nous pourrons, dans l'avenir, étudier la mise en application à rames variables et, si ce système est plus économique, l'introduire dans notre mode de transport.

2. DETERMINATION DES MARGES

21. Réserve potentielle de berlaines disponibles

La réserve potentielle d'un point de chargement est :

$$v^{po} = v + \sum_i N_{v_i}$$

a) $\sum_i N_{v_i}$ est facilement déterminable. Il suffit de connaître le nombre de convois en circulation entre le puits et le point de chargement moins le nombre de rames parties de ce point vers le puits. Nous rappelons que chaque départ de rame est signalé, par le préposé du point de chargement, au dispatcher.

$$\sum N_{v_i} = [\sum (\text{loco parties du puits}) - \sum (\text{loco parties du point de chargement})] \times 60$$

b) Dans l'évitement d'un point de chargement, il est extrêmement rare que des conditions techniques ou topographiques ne limitent le nombre de berlaines, soit pleines, soit vides.

Appelons $N(A_i)$ ce nombre et désignons par $n(A_i)$ le nombre de berlaines nécessaires aux appareils de manœuvre de berlaines.

Il est absurde de mettre au point de chargement A_i un nombre supérieur à :

$$N(A_i) + n(A_i) = v + c + n(A_i) = C^{te}(A_i)$$

Comme il est plus facile pour le déhourdeur de compter les berlaines pleines qui sont passées devant lui que les berlaines vides qui restent à remplir, *il donnera ce nombre c au dispatcher.*

La valeur v sera trouvée par différence :

$$N(A_i) - c = v$$

Nous connaissons ainsi v^{po}.

Nous tenons à signaler que $N(A_i)$ doit être supérieur au nombre de berlaines maximum imposé par convoi.

22. Détermination des temps maxima et minima des trajets

221. *Arrêt pour croisement* (fig. 3).

Lors d'un croisement de berlaines pleines et de berlaines vides, le convoi de berlaines pleines doit s'arrêter lorsque le convoi de berlaines vides est à une distance (a). Si l est la longueur d'un convoi, la distance a est donnée par :

$$a = l \times \frac{\text{vitesse des rames vides}}{\text{vitesse des rames pleines}}$$

Le temps d'arrêt sera en moyenne donné par :

$$\bar{\delta}_{\text{arrêt}} = \frac{a + l}{\text{vit.}_{\text{vides}}}$$

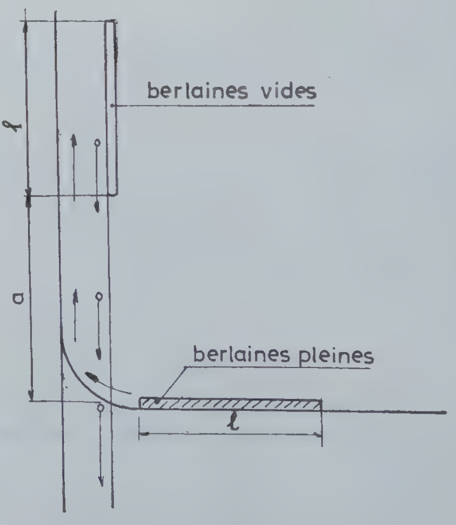


Fig. 3

Il faut tenir compte que le convoi de berlaines pleines ne se mettra en marche que lorsque le convoi de berlaines vides sera passé, c'est-à-dire lorsque le locotracteur aura parcouru la distance $a + l$.

Dans notre cas, $l = 100$ m, les vitesses des convois sont respectivement :

avec berlaines pleines de 73 m/ch
avec berlaines vides de 69 m/ch.

La valeur de $a = 100 \cdot \frac{69}{73} = \pm 95$ m.

$$\bar{\delta}_{\text{arrêt}} = \frac{95 + 100}{69} = 2{,}83 \text{ ch.}$$

222. *Arrêt pour tronçon à simple voie* (fig. 4).

Pour un tronçon à simple voie, le convoi de berlaines pleines sera arrêté lorsque le convoi de berlaines vides sera à une distance a de la simple voie telle que

$$a = (L + l) \times \frac{\text{vitesse des rames vides}}{\text{vitesse des rames pleines}}$$

Le temps moyen d'arrêt de la rame pleine sera de

$$\bar{\delta}_{\text{arrêt}} = \frac{a + l + L}{\text{vit.}_{\text{vides}}}$$

Lorsque la circulation dans le tronçon est réglée par deux feux lumineux rouge et vert, il est très facile

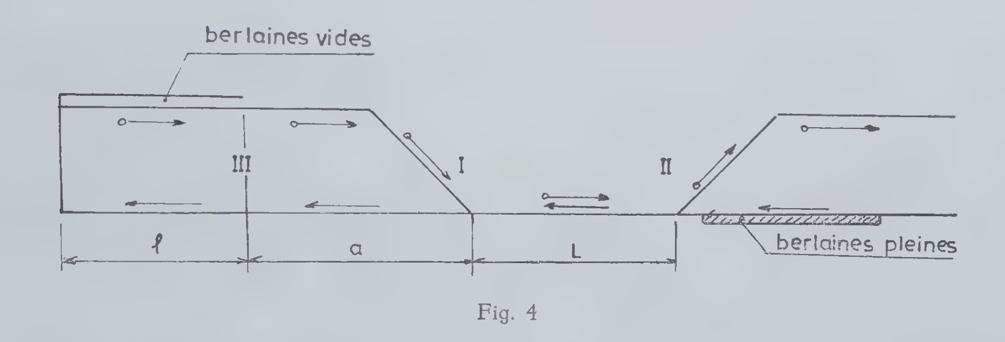


Fig. 4

TABLEAU III. — δ, σ_δ, δ_{min}, δ_{max} des parcours.

Désignation		Valeurs			
Points	Trajets	δ	σ_δ	δ_{min}	δ_{max}
A_2	AL	21,24	3,93	13,38	29,10
	RT	27,23	3,67	19,89	34,57
	AR	48,47	5,38	37,71	59,23
A_3	AL	20,88	3,93	13,02	28,74
	RT	26,88	3,67	19,54	34,22
	AR	47,76	5,38	37,00	58,52
A_1	AL	31,50	2,47	26,56	36,44
	RT	27,86	3,67	20,52	35,20
	AR	59,36	4,42	50,52	68,20
P_1	AL	33,47	5,21	23,05	43,89
	RT	33,94	3,67	26,60	41,28
	AR	67,41	6,37	54,67	80,15
P_2	AL	37,82	5,21	27,40	48,24
	RT	38,05	3,67	30,71	45,39
	AR	75,87	6,37	63,13	88,61

de réaliser cet arrêt prématuré de la rame de berlaines pleines :

— soit en déplaçant le bouton d'enclenchement pour la rame de berlaines vides de I à III;

— soit en différant l'allumage de feux par relais temporisé lorsque l'enclenchement est réalisé au point II. La valeur de la temporisation est égale au temps mis par la rame de berlaines vides pour parcourir la distance *a*.

223. *Moyennes, écarts-types, minima et maxima des temps de parcours.*

Nous considérons que les différents parcours ainsi que les manœuvres sont indépendants les uns des autres et nous aurons :

$$\bar{\delta}_{total} = \sum \bar{\delta}_{partiel}$$

$$\sigma_{\delta_{total}} = \sqrt{\sum \sigma^2_{\delta_{partiel}}}$$

Nous reprenons au tableau III les valeurs des moyennes, des écarts-types, des minima et des maxima des temps de parcours pour les différents points repris à la figure 2.

224. *Détermination des temps minima de chargement.*

La formule des temps de chargement étant :

$$\theta_{\underset{v}{po}} = \frac{100 \cdot v^{po}}{\bar{\omega}_1} \left(1 + \frac{x \cdot 1{,}77}{\sqrt{v^{po}}}\right)$$

nous pouvons calculer le temps minimum de chargement au seuil de confiance 97,5 % ($x = -2$) pour un $\bar{\omega}_1$ et un v^{po} donnés. Le tableau IV reprend quelques valeurs de θ_{min}.

Nous avons reporté ces valeurs sur le diagramme de la figure 5 où v^{po} est en abscisse et θ_{min} en ordonnée, ce qui nous donne une courbe pour chaque $\bar{\omega}_1$.

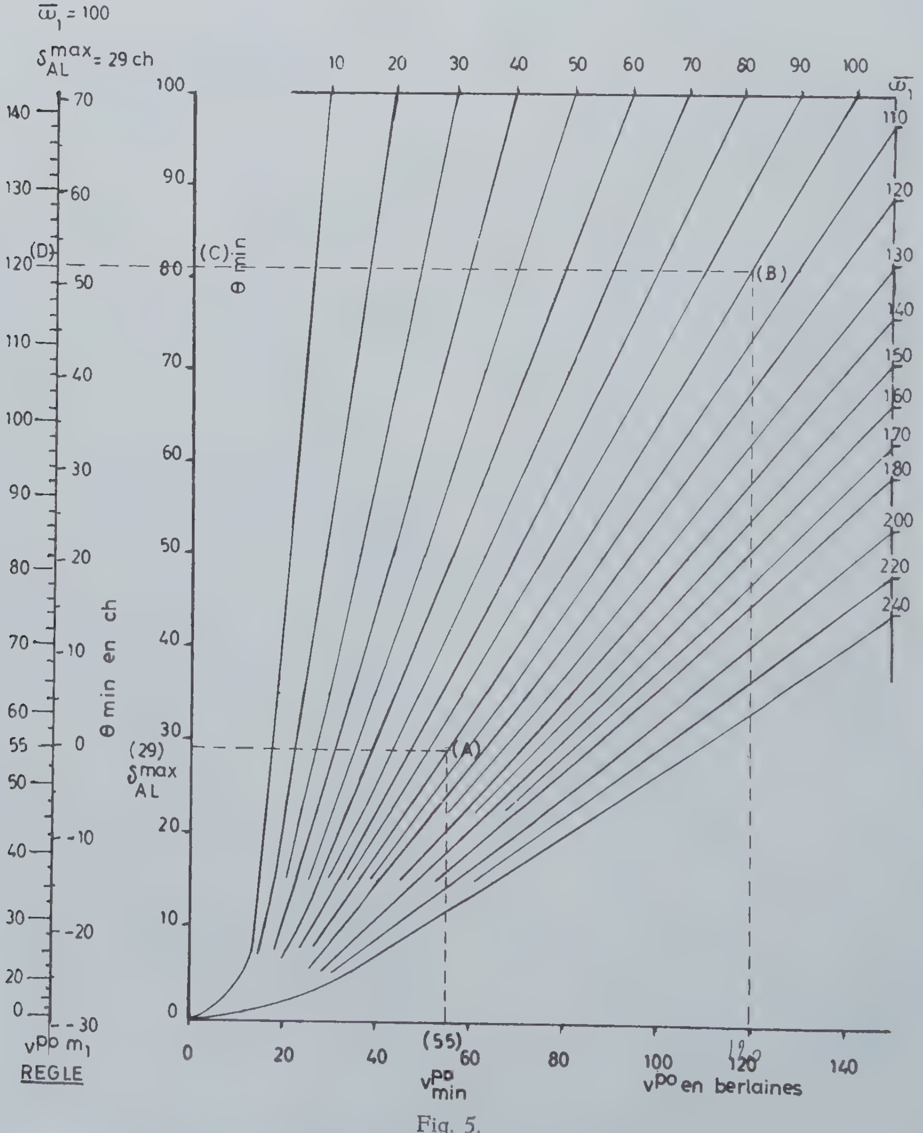


Fig. 5.
Diagramme n° 1 des θ_{min} pour une réserve potentielle donnée.

TABLEAU IV. — Valeurs de θ_{min} en ch.

$\bar{\omega}_1$ \ v^{po}	20	40	60	80	100	120	140
40	10,4	43,9	81,6	120,4	161,5	202,8	245,0
60	6,9	29,2	54,4	80,5	107,7	135,1	163,3
80	5,2	21,9	40,8	60,2	80,7	101,4	122,0
100	4,2	17,6	32,7	48,3	64,6	81,1	98,0
120	3,4	14,6	27,2	40,1	53,8	67,6	82,0
140	3,0	12,4	23,3	34,5	46,2	58,0	70,0
160	2,6	11,0	20,8	30,1	40,4	50,7	61,2
180	2,3	9,8	18,2	26,8	35,9	45,0	54,5

225. *Détermination des marges* m_1.

2251. *Méthode de calcul*

Ayant calculé le temps maximum pour aller du puits à un chantier donné et connaissant la capacité horaire de chargement de ce chantier, nous pouvons pour chaque valeur de v^{po} reprendre les calculs et déterminer la marge m_1 correspondante.

2252. *Méthode graphique.*

Nous pouvons, partant du diagramme de la figure 5 tracé précédemment, déterminer une méthode graphique très simple.

Prenons comme exemple un chantier où $\bar{\omega}_1 = 100$ et le $\delta_{AL\,max} = 29$ ch.

a) *Détermination de* v^{po}_{min}.

A l'intersection de l'horizontale tracée par $\theta_{min} = 29$ avec la courbe de $\bar{\omega}_1 = 100$ (point A) correspond un $v^{po} = 55$ qui est précisément le v^{po}_{min} du chantier.

b) *Détermination des marges.*

Sur une droite parallèle à l'ordonnée, nous construisons une échelle des temps correspondant à :

$$\theta_{min} - \delta_{AL\,max} \text{ (échelle de droite).}$$

Le zéro de cette échelle correspond à :

$$\theta_{min} = \delta_{AL\,max} \text{ et à } v^{po}_{min} = 55.$$

A gauche de cette droite, nous construisons une nouvelle échelle des temps graduée en v^{po}. Pour chaque valeur de v^{po} (ex. 120) correspond un point B sur la courbe $\bar{\omega}_1 = 100$, un point C sur l'ordonnée des θ_{min} et un point D sur l'échelle de gauche.

Nous avons ainsi constitué une règle donnant immédiatement, dans le cas de $\bar{\omega}_1 = 100$ et $\delta_{AL\,max} = 29$, pour chaque valeur de v^{po}, la marge correspondante.

Cette règle est très importante car elle est la base fonctionnelle du tableau de dispatching.

2253. *Méthode des abaques.*

Pour un siège, ou pour un étage donné, il est très facile de déterminer des abaques de détermination des marges partant :

— des moyennes et des écarts-types des temps de manœuvre;
— des longueurs de parcours;
— des capacités horaires de chargement;
— des stocks potentiels (v^{po}).

Ces abaques ont été tracés pour le siège de Cheratte et repris au diagramme de la figure 6.

1°) *Exemples.*

$l = 810$ m $\quad \bar{\tau}_A = 8{,}9$ ch $\quad \sigma_\delta = 0{,}725$ ch

$\sigma_\tau = 3{,}86$ ch $\quad \bar{\omega}_1 = 100$ b/h $\quad v^{po} = 70$ berl.

a) Sur les abaques de σ_δ et σ_τ portons les valeurs données. En joignant ces points par une droite, nous obtenons à l'intersection de cette droite et de l'abaque $\sigma_{\delta_{AL}}$ la valeur de cet écart-type (3,9) sur l'échelle de droite que nous reportons sur l'échelle de gauche de cet abaque.

b) D'autre part, portons les valeurs de l et $\bar{\tau}_A$ sur les abaques correspondants. En joignant ces points par une droite, nous obtenons à l'intersection de cette droite et de l'abaque $\bar{\delta}_{AL}$ la valeur (21,2) de $\bar{\delta}_{AL}$.

c) Relions maintenant les valeurs (3,9) de $\sigma_{\delta_{AL}}$ et (21,2) de $\bar{\delta}_{AL}$ par une droite. Elle coupe l'abaque $\delta_{AL\,max}$ au point (29), qui est la valeur cherchée du temps maximum pour atteindre le chantier considéré.

d) De l'autre côté, joignons par une droite les valeurs $\bar{\omega}_1$ (100) et v^{po} (70) sur les abaques correspondants. Cette droite coupe l'abaque θ_{min} en (41) sur l'échelle

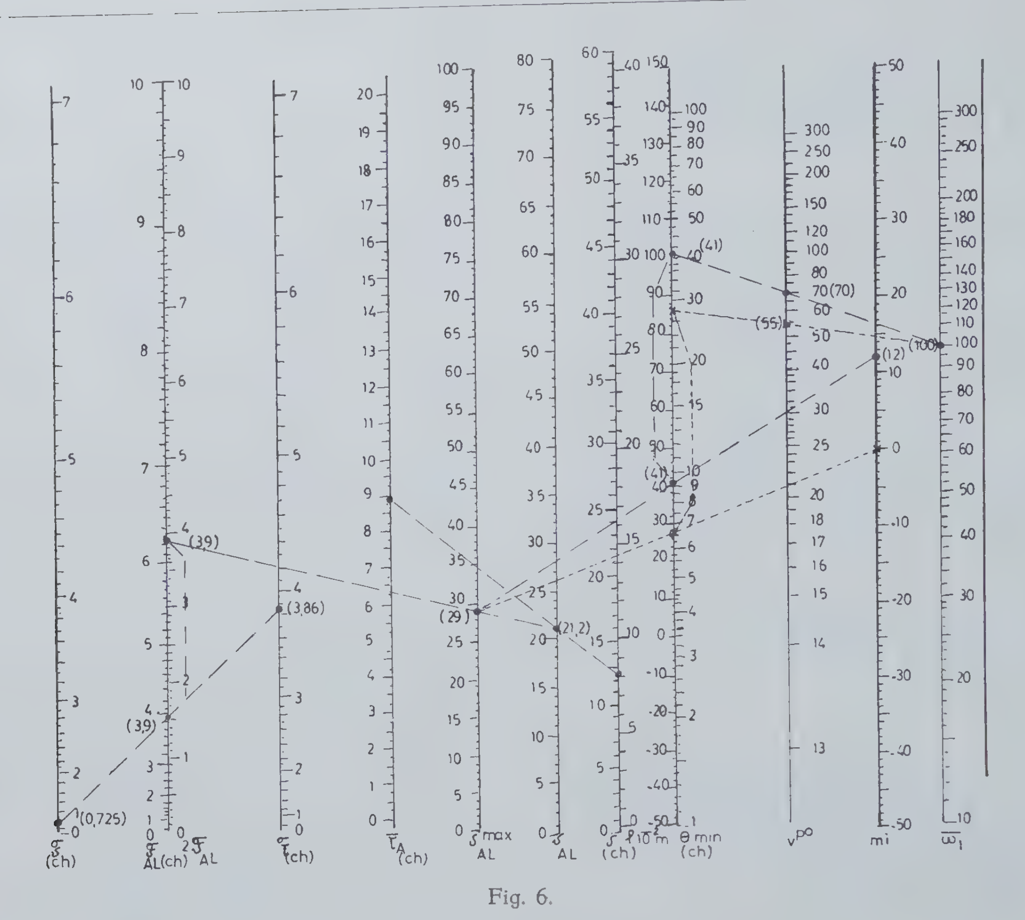


Fig. 6.

Diagramme n° 2 des abaques de détermination des m_1 et des v^{po} min.

de droite qui est la valeur de θ cherchée. Cette valeur est reportée sur l'échelle de gauche du même abaque.

e) Si nous réunissons ce point de l'abaque θ_{min} et le point (29) de l'abaque de $\delta_{AL\,max}$ par une droite, celle-ci coupe l'abaque des m_1 en (12) qui est la marge cherchée dans les conditions imposées.

2°) Nous pouvons également, à partir de ces abaques, chercher v^{po}_{min}.

Dans ce cas, il suffit de joindre le $\delta_{AL\,max}$ trouvé (29) à la marge 0. Cette droite intercepte l'abaque de θ_{min} en (29) sur l'échelle de gauche. Cette valeur est reportée sur l'échelle de droite. Nous relions le point à la production moyenne horaire donnée (100). Cette dernière droite coupe l'abaque de v^{po} en (55) qui est la valeur v^{po}_{min} cherchée.

3. TEST D'ORGANISATION

31. Minima de matériel roulant

Avant de tester le modèle d'organisation, il faut connaître le minimum de locotracteurs que nous mettrons en circulation, ainsi que le minimum de berlaines nécessaires aux différents points de chargement.

311. *Nombre de locotracteurs.*

Connaissant la distance *l* du puits au point de chargement, le temps de manœuvre, ainsi que les vitesses de circulation des locotracteurs, nous pouvons déterminer la capacité horaire de transport d'un locotracteur circulant entre le puits et ce point de chargement (*i*). Nous avons :

$$\bar{\omega}_{1\ \text{loco},\,i} = \frac{100 \,.\, N}{\delta^{i}_{AR}}$$

où N = nombre de berlaines par convoi.

Si la capacité de chargement de ce point de chargement est $\bar{\omega}_1^{\,i}$, le *nombre minimum* de locotracteurs devant circuler vers le chantier sera :

$$L_{i\ \min} = \frac{\bar{\omega}_1^{\,i}}{\bar{\omega}_{1\ \text{loco},\,i}}$$

Le nombre théorique de locotracteurs L_{th} doit être tel que :

$$\psi_{\text{loco}} = \frac{\sum L_{i\ \min}}{L_{th}} \leqslant 0{,}95$$

Le tableau V donne le nombre minimum de locotracteurs pour des prévisions moyennes horaires fonction du planning d'exploitation. Nous y avons fait

TABLEAU V. — L_{min} et $L_{theorique}$.

Pts chargement		$\bar{\omega}_1$ loco	1e période		2e période		3e période	
N°	Distance puits		$\bar{\omega}_1$	L_{min}	$\bar{\omega}_1$	L_{min}	$\bar{\omega}_1$	L_{min}
A_2	810	118	181	1,57	150	1,27	95	0,81
A_3	785	119	45	0,38	70	0,59	75	0,63
A_4	1100	97	60	0,62	60	0,62	110	1,13
P_1	1300	89	20	0,22	20	0,22	20	0,22
P_2	1600	79	20	0,25	20	0,25	20	0,25
Totaux			330	3,04	320	2,95	320	3,04
$L_{theorique}$			3,38		3,28		3,38	

figurer le nombre théorique de locotracteurs pour un $\psi_{loco} = 0{,}9$.

Rappelons que le nombre de berlaines par convoi a été fixé à 60.

Le nombre minimum de locotracteurs sera donc égal à 4.

312. *Nombre de berlaines au point de chargement.*

a) Le minimum minimorum admissible de berlaines disponibles en un point de chargement est égal au nombre de berlaines d'un convoi :

$$(v + c)_{min} = N = 60$$

v = nombre de berlaines vides
c = nombre de berlaines pleines
N = nombre de berlaines d'un convoi.

Les locotracteurs attendent que le convoi soit terminé dans 97,5 % des cas.

b) Si nous nous réglons pour que le nombre d'attentes soit égal au nombre de fois que le convoi est prêt, nous devons supposer que le trajet a été effectué pendant un temps moyen et que pendant ce temps moyen le point de chargement a eu une capacité moyenne de chargement :

$$\delta_{AL} = \bar{\delta}_{AL} \qquad \omega_t = \bar{\omega}_{\bar{\delta}_{AL}} = \frac{\bar{\omega}_1 \cdot \bar{\delta}_{AL}}{100}$$

La réserve potentielle minimum qui a déclenché le départ d'un convoi est égale à :

$$v^{po}{}_{min} = v + \varepsilon N$$

ε = nombre de convois déjà en circulation vers le point de chargement.

Si nous voulons qu'en moyenne un convoi soit chargé à l'arrivée du $(\varepsilon + 1)^e$ locotracteur, il faut que :

$$N = c + \bar{\omega}_{\bar{\delta}_{AL}} - \varepsilon N$$

ce qui donne :

$$(v + c)_{moyen} = v^{po}{}_{min} - \bar{\omega}_{\bar{\delta}_{AL}} + N$$

$$= v^{po}{}_{min} - \frac{\bar{\omega}_1 \cdot \bar{\delta}_{AL}}{100} + N$$

c) De même, si nous voulons que le $(\varepsilon + 1)^e$ locotracteur n'attende pas du tout, il faut considérer qu'il effectue le trajet en un temps minimum et que la capacité du point de chargement a été minimum pendant ce temps.

Nous trouvons par le même raisonnement que :

$$(v + c)_{max} = v^{po}{}_{min} - \omega^{min}_{\delta_{AL\,min}} + N$$

d) Si nous prenons l'exemple de la 1e période du tableau V, nous trouvons pour $v + c$ les différentes valeurs du tableau VI.

A ces nombres, il faut ajouter :

1°) 2 × 60 berlaines dans chaque préparatoire P_1 et P_2. Ces travaux étant attelés à 3 postes, nous avons prévu un nombre suffisant de berlaines pour ne pas faire de transport au 3e poste.

2°) Les 4 convois en circulation, soit 4 × 60 = 240 berlaines.

Les nombres totaux de berlaines en circulation et aux points de chargement seront respectivement :

$$Total_{min} = \sum (v + c)_{min} + 240 + 240$$
$$= 660 \text{ berlaines}$$

TABLEAU VI. — $(v + c)_{min}$, $(v + c)_{moyen}$ et $(v + c)_{max}$.

Points de chargement	Temps de parcours		Capacité de chargement			v^{po}_{min}	$(v + c)$		
	$\bar{\delta}_{AL}$	$\delta_{AL\ min.}$	$\bar{\omega}_1$	$\bar{\omega}s_{AL}$	$\omega^{min}\ \delta_{AL\ min.}$		min.	moyen.	max.
A_2	21,25	13,38	185	39	12	85	60	106	133
A_3	20,88	13,02	45	9	2	33	60	84	91
A_4	31,50	26,56	60	19	7	46	60	87	99

$$\text{Total}_{moyen} = \sum (v + c)_{moyen} + 240 + 240 = 757 \text{ berlaines}$$

$$\text{Total}_{max} = \sum (v + c)_{max} + 240 + 240 = 803 \text{ berlaines}$$

A ces nombres, il faut encore ajouter les berlaines qui doivent rester constamment dans les appareils prévus pour leur avancement aux points de chargement.

En général, nous adoptons le chiffre moyen.

Nous tenons cependant à attirer l'attention sur le cas où le nombre de locotracteurs choisi est très proche du $L_{theorique}$. Il est alors indispensable d'éviter les attentes aux points de chargement car, pour pallier ces arrêts, on serait amené à mettre en circulation un locotracteur et 60 berlaines en plus, alors qu'il est tout simple de prévoir 46 berlaines de plus pour les différents endroits de remplissage.

313. *Nombre de berlaines au puits.*

La détermination de ce nombre est très simple. Elle sera explicitée lors de la simulation.

32. Capacité d'extraction

Par la théorie des files d'attente, nous savons que le ψ entre les berlaines extraites et les berlaines produites doit être inférieur à 1. En pratique, nous recommandons de se limiter à 0,9.

Il nous faut donc :

$$\psi_{puits} = \frac{\sum \bar{\omega}_{1\ chantier + preparatoires}}{\bar{\omega}_{1\ puits}} \leqslant 0,9$$

Nous avons vu au n° 311, tableau V, que la capacité horaire de chargement était de 320 et 330 berlaines et que la loi d'extraction du puits donnait un :

$$\bar{\omega}_{1\ puits} = 356 \quad \text{d'où} \quad \psi_{puits} = \pm\ 0,90$$

33. Nécessités d'une simulation

Après avoir déterminé des marges, un nombre de locotracteurs, un nombre de berlaines $(v + c)$ aux différents points de chargement, des temps de parcours et des capacités de chargement, il nous reste à déterminer :

1°) le volant de berlaines au puits pour absorber les variations de l'extraction et de la loi d'arrivée des rames au puits,

2°) cette loi d'arrivée des convois,

3°) les aléas qu'entraînent ces conditions de transport et notamment les attentes de locotracteurs et les arrêts des points de chargement pour manque de berlaines vides.

Nous ne pouvons attendre une détermination sur le tas. Nous devons les connaître à l'avance.

Cela ne peut se faire que par une simulation.

34. Simulation sur ordinateur

L'ordinateur permet de réaliser une simulation d'un grand nombre de postes ou de jours de production et de nous donner les éléments signalés en (33) avec une très grande précision.

Les principes d'une telle simulation sont les suivants :

a) Une horloge pointera l'écoulement du temps de quart d'heure en quart d'heure.

b) L'heure sera totalisée pour chaque point de chargement, pour le puits et pour chaque locotracteur.

c) Nous calculerons l'heure à laquelle un nouveau convoi devra partir du puits vers un chantier (A_i), ainsi que le moment auquel ce chantier téléphonera qu'il a un nombre N de berlaines pleines.

d) Nous chercherons, après chaque événement, quel est le minimum de ces temps :

1°) Si c'est l'horloge, nous calculerons à chaque point de chargement la quantité de berlaines chargées, ainsi que les temps repris en (c). Nous vérifierons si ce point n'a pas eu d'arrêt ($v = 0$).

2°) Si c'est l'heure d'arrivée d'un convoi en un point de chargement, nous calculerons la situation pour ce point comme en 1°) et éventuellement le temps d'attente du locotracteur pour que $c = N$.

3°) Si c'est l'heure d'arrivée d'un convoi au puits, nous calculerons l'extraction, le temps écoulé

entre deux rames, et nous déterminerons vers quel chantier et à quelle heure le nouveau convoi partira. Nous déterminerons également les nombres v_{puits} et c_{puits}, ainsi que les attentes éventuelles du puits pour manque de berlaines pleines.

e) Un nouveau convoi sera envoyé vers le chantier :

1°) qui aura prévenu que $c = N$ si aucun convoi ne circule déjà vers ce chantier,

2°) ou dont la marge sera nulle ou négative (la plus grande en valeur absolue).

Deux conditions doivent être imposées au départ de toute simulation :

a) ψ de la capacité de transport :

$$\psi_{loco} = \frac{\sum \overline{\omega}_{1\ loco}}{\sum \overline{\omega}_1^{A_i}} \leqslant 0{,}95$$

b) ψ d'extraction du puits :

$$\psi_{puits} = \frac{\sum \overline{\omega}_{1\ puits}}{\sum \overline{\omega}_1^{A_i}} \leqslant 0{,}95$$

Ces deux doivent être inférieurs à 0,95 et de préférence à 0,9.

Si ces deux conditions ne sont pas respectées, il est inutile de faire la simulation et, dans l'avenir, il sera inutile de vouloir essayer n'importe quelle organisation.

35. Simulation manuelle

351. *Conditions imposées.*

Nous simulerons :

a) Une production au cours de la 1ᵉ période du tableau V, c'est-à-dire pour des capacités horaires de chargement respectivement de :

185 berl./heure pour le chantier A_2
45 berl./heure pour le chantier A_3
60 berl./heure pour le chantier A_4
en faisant abstraction des préparatoires.

b) En utilisant 3 locotracteurs tirant des convois de 60 berlaines.

c) En répartissant le parc de berlaines disponibles comme suit :

en A_2, 80 berlaines (limité par la situation géographique)

en A_3, 80 berl. + 30 berl. } dans un bunker
en A_4, 80 berl. + 60 berl. }
au puits, 300 berlaines.

Pourquoi prendre 300 berlaines au puits, alors que précédemment nous avons écrit que nous ne pouvions le prédéterminer ? Nous choisissons au départ un nombre trop grand. Au cours de la simulation, nous rechercherons quel sera le v_{min}. Pour avoir toujours un convoi de 60 berlaines au puits, nous fixerons alors le nombre de berlaines nécessaires égal à :

$$(v + c)_{puits} = 300 - v_{min} + 60$$

d) En suivant les heures de production des chantiers, d'extraction du puits et de circulation des convois, qui nous ont été données par la Direction du Siège.

352. *Diagrammes gaussiens.*

Pour faciliter les déterminations des temps de parcours, ainsi que des capacités et des temps de chargement et d'extraction, nous traçons toutes les lois normales des variables aléatoires δ^i_{AL}, δ^i_{RT}, θ^i_{vpo} ω^i_t, $\theta_{c\ puits}$ et $\omega_{t\ puits}$ pour chaque chantier A_i et pour le puits sur des diagrammes gaussiens qui donnent, en ordonnée, les probabilités cumulées d'une loi réduite de Gauss et, en abscisse, les variables aléatoires suivant une échelle linéaire.

Il est évident que, sur un tel diagramme, une loi de Gauss est représentée par une droite (dite droite de Henry) qui passe à l'ordonnée 50 % par la moyenne $(\overline{G})$ et aux probabilités 15,87 et 84,13 par les valeurs respectives de $(\overline{G} - \sigma_G)$ et $(\overline{G} + \sigma_G)$.

Sur le diagramme de la figure 7 nous avons réuni toutes les droites correspondant aux différents parcours, tant aller que retour, entre le puits et les chantiers (A_i).

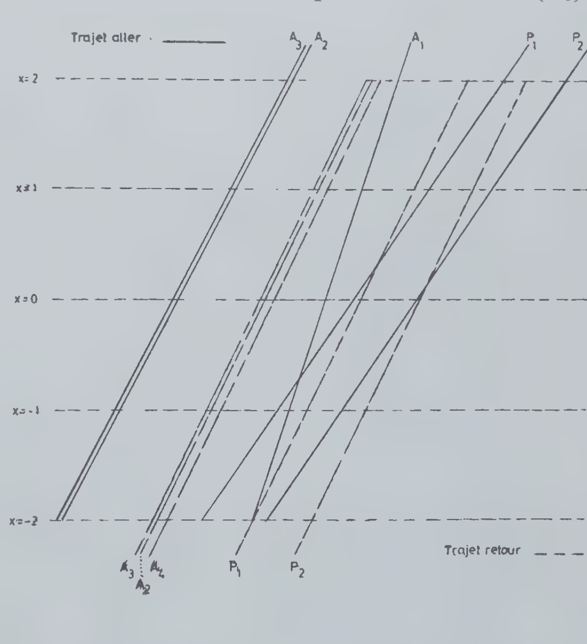


Fig. 7

Diagramme n° 3 des temps de parcours.

Sur le diagramme de la figure 8 nous avons tracé :

1°) Le réseau de droites correspondant à $\theta^i_{vpo} \cdot \overline{\omega}^i_1$.

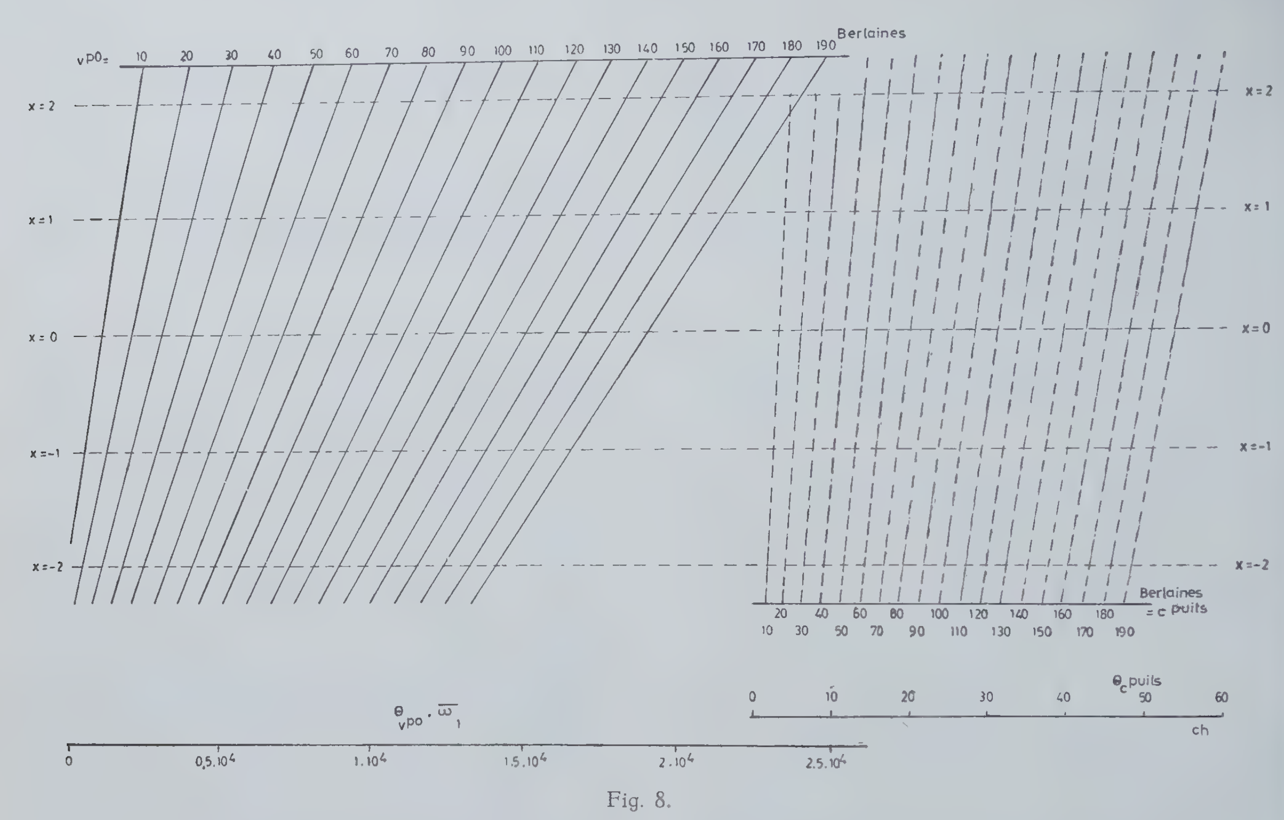


Fig. 8.

Diagramme n° 4 des (θ_v po. $\overline{\omega}_1$) des chantiers et des θ_c du puits.

Fig. 9.

Diagramme n° 5 des ω_t pour les chantiers et le puits.

TABLEAU VII. — SIMULATION MANUELLE

HEURES		CHANTIER A₂								
Réel	de la sim.	Berlaines v	Berlaines c	Berl. t	Charges cum.	t_{80}	Loco Ar.	Loco Dép.	Attentes Loco	Attentes Cchʳ
7h00'	0	80	0	—	—					
	97									
8h00'	100	80	0	—	—					
	112	121	19	19	19		112			
8h15'	125	101	39	20	39					
	131									
	138	80	0	21	60			138	26	
	146	126	14	14	74		146			
8h30'	150	120	20	6	80					
	156	80	0	40	120			158	12	
	159									
	163									
8h45'	175	30	50	50	170					
	176									
	177	88	52	52	172		177			
	181	80	0	8	180			181	4	
	190									
	194	115	25	25	205		194			
9h00'	200	107	33	8	213					
	208									
	214									
	217	80	0	27	240			217	23	
	224									
9h15'	225	52	28	28	268					
21h50'	1450	13	67	71	2347					
Résultats de la simulation					**2347**				357 en 37x	44 en 3x

HEURES		CHANTIER A₃								
Réel	de la sim.	Berlaines v	Berlaines c	Berl. t	Charges cum.	t_{80}	Loco Ar.	Loco Dép.	Attentes Loco	Attentes Cchʳ
7h00'	0	110	0	—	—					
8h00'	100	110	0	—	—					
8h15'	125	85	25	25	25					
8h30'	150	73	37	12	37					
8h45'	175	62	48	11	48					
9h00'	200	50	60	12	60	60				
9h15'	225	35	75	15	75					
21h50'	1450	84	26	0	626					
Résultats de la simulation					**656**				0	0

HEURES		CHANTIER A₄								
Réel	de la sim.	Berlaines v	Berlaines c	Berl. t	Charges cum.	t_{80}	Loco Ar.	Loco Dép.	Attentes Loco	Attentes Puits
7h00'	0	140	0	—	—					
8h00'	100	140	0	—	—					
8h15'	125	121	19	19	19					
8h30'	150	104	36	17	36					
8h45'	175	92	48	12	48					
	194	80	60	12	60	60				
9h00'	200	77	63	15	53					
	224	140	0	10	73		224	224		
9h15'	225	139	1	1	74					
21h50'	1450	65	75	5	675					
Résultats de la simulation					**675**				0	0

HEURES		DISPATCHING								
Réel	de la sim.	Chantier A₁ v^{pu}	Chantier A₁ m_1	Chantier A₁ Futur dép.	Chantier A v^{pu}	Chantier A m_1	Chantier A Futur dép.	Chanti… v^{pu}	Chanti… m_1	Chanti… (Futur dép.)
7h00'	0	80	-97		110	—	—	140		
	97	140	24	124						
8h00'	100	140	24	124	110	—	—	140		
	112	121	15	127						
8h15'	125	101	6	131	85	—		121	-	
	131	161	34	165						
8h30'	150	120	15	165	73			104		
	156	80	-3	155						
	159	140	24	183						
8h45'	175	90	1	176	62	45	221	92	5	
	176	150	29	205						
	177	148	28	205						
	181	140	24	205						
	194	115	13	207				140	--	
9h00'	200	107	9	209	-50	28	228	137		
	214	167	37	251						
	217	140	24	241						
9h15'	225	112	11	235	95	—	—	139	—	—

La loi des $\theta^{i}_{v\,po}$ est égale à :

$$\theta^{o}_{v\,po} = \frac{100 \cdot v^{po}}{\overline{\omega}_1} \left(1 + \frac{1,77 \cdot x}{\sqrt{v^{po}}}\right)$$

L'expression :

$$(\theta^{i}_{v\,po} \cdot \overline{\omega}_1) = 100 \cdot v^{po} \left(1 + \frac{1,77 \cdot x}{\sqrt{v^{po}}}\right)$$

est indépendante de $\overline{\omega}_1$ et est donc valable pour tous les points de chargement et toutes les capacités horaires de chargement.

2°) Le réseau de droites correspondant à $\theta_{c\ puits}$ pour un $\overline{\omega}_{1\ puits} = 356$ berlaines/heure.

Sur le diagramme de la figure 9, nous avons groupé les droites pour des valeurs de t allant de 10 ch à 100 ch en 4 séries :

la première pour A_3 et $\overline{\omega}_1 = 45$
la deuxième pour A_4 et $\overline{\omega}_1 = 60$
la troisième pour A_2 et $\overline{\omega}_1 = 185$
la quatrième pour le puits et $\overline{\omega}_1 = 356$.

352. *Simulation proprement dite.*

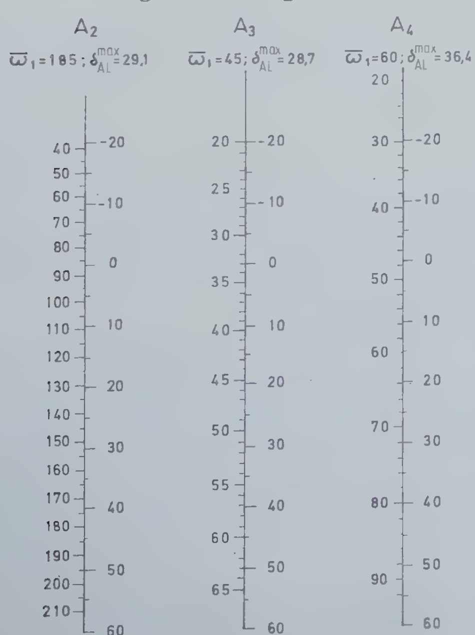
La simulation est maintenant aisée. Nous appliquons les mêmes principes que ceux énoncés pour une simulation sur ordinateur.

Nous suivons une liste de nombres tirés au hasard dans une table de Random Numbers. Nous reportons ce nombre sur un des diagrammes 7, 8 et 9 pour trouver la valeur de la variation aléatoire cherchée que nous reportons dans le tableau VII.

Ce tableau, dont nous donnons ci-joint un exemple, nous donne :

a) En première colonne, la suite horaire des événements (c'est l'horloge de l'ordinateur).

TABLEAU VII. — Simulation manuelle.
Régles des marges m_1.



b) Par chantier :
- les nombres v et c de berlaines vides et pleines,
- la capacité de chargement entre deux événements successifs intéressant le chantier,
- le nombre total de berlaines chargées au cours de la simulation,
- lorsqu'il y a 60 berlaines pleines, c'est-à-dire lorsque le chantier aura prévenu le dispatcher qu'il y a un convoi prêt au départ,
- les heures d'arrivée et de départ des locotracteurs,
- les temps d'attente des locotracteurs et du chantier.

c) Pour le dispatcher : par chantier
- la réserve potentielle de berlaines vides,
- la marge positive ou négative restant avant le départ d'une nouvelle rame,
- l'heure en temps réel du prochain départ d'un convoi.

d) Pour le puits :
- les heures d'arrivée et de départ d'un convoi,
- le temps écoulé entre deux départs,
- les nombres v et c de berlaines vides et pleines restant après chaque événement,
- la capacité d'extraction entre deux événements intéressant le puits et l'extraction totale au cours de la simulation,
- les temps d'attente du puits et des locotracteurs.

En même temps que nous procédons à l'établissement de ce tableau, nous traçons les circuits effectués par les 3 locotracteurs sur le diagramme de la figure 10. Ce dernier porte en ordonnée les heures en temps réel et en abscisse les longueurs des différents parcours. Nous plaçons à la suite les uns des autres les parcours communs et nous isolons les parcours indépendants.

Si nous désirons une plus grande précision des résultats, nous simulerons plusieurs jours successivement en prenant les v et les c des chantiers et du puits restant à la fin de la journée comme v et c au début du jour suivant.

353. *Résultats de la simulation.*

a) *Loi d'arrivée des convois au puits.*

Connaissant tous les temps écoulés (θ_r) entre deux arrivées de convois au puits, nous avons calculé les valeurs caractéristiques :

$$\overline{\theta}_r = 21 \text{ ch} \qquad \sigma_{\theta_r} = 10,2 \text{ ch} \qquad i_{\theta_r} = 0,485$$

b) *Nombre de locotracteurs.*

Les 3 locotracteurs ont entraîné une attente au point de chargement A_2 de 44 ch et, au cours de la journée, les attentes au puits ont très souvent été nulles. Or

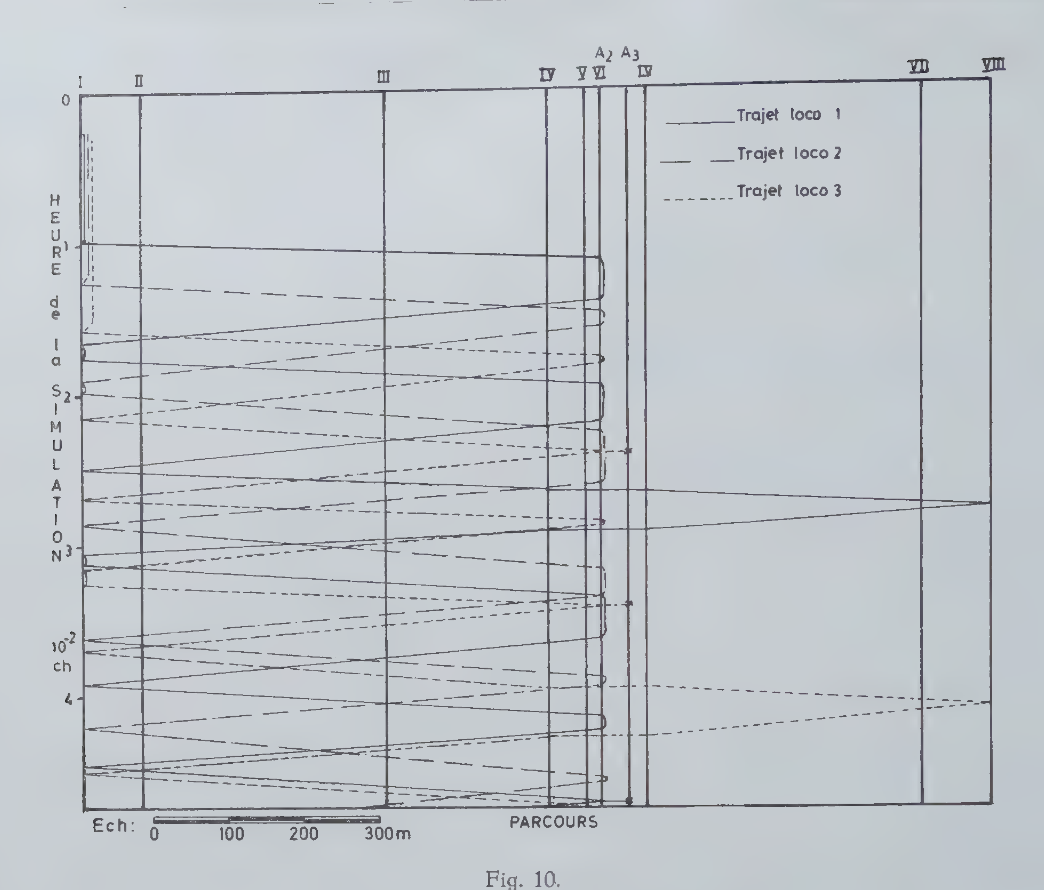


Fig. 10.

Diagramme n° 6 de la circulation des locotracteurs.

nous aurions dû, en plus, effectuer 3 voyages vers chaque préparatoire, ce qui aurait été impossible.

Nous devons donc faire circuler 4 locotracteurs (nombre déjà défini en 311).

c) *Saturation des locotracteurs.*

Les locotracteurs circulent de 7h15 à 21h moins 100 ch perdus entre les premier et second postes pour permettre la libre circulation du personnel dans les galeries.

Le temps disponible par locotracteur est de (2100 ch — 725 ch — 100 ch) = 1275 ch.

La somme des temps d'attente des 3 locotracteurs a été de 357 ch + 629 ch = 986 ch. Nous pouvons en retirer 300 ch car le départ de la simulation était faussé. Il est pratiquement impossible de commencer une journée avec toutes les berlaines vides. Une seconde journée nous donnera des résultats plus normaux. Le total des temps de circulation des 3 locotracteurs a été de :

$$1275 \text{ ch} \times 3 - 686 \text{ ch} = 3139 \text{ ch}.$$

A ce total, nous devons ajouter les temps de circulation vers les préparatoires (nous prendrons $\delta_{AR} = \overline{\delta}_{AR}$) soit :

$$67{,}41 \text{ ch} \times 3 + 75{,}87 \times 3 = 430 \text{ ch}.$$

La saturation des 4 locotracteurs sera de l'ordre de :

$$\frac{3139 + 430}{1275 \times 4} = 70 \%$$

d) *Nombre de berlaines.*

Au puits.

Le v_{min} trouvé est égal à 163. Nous devons donc disposer au puits de :

$$300 - 163 + 60 = 197 \simeq 200 \text{ berlaines.}$$

Il faut ajouter ± 50 berlaines restant dans les appareils d'encagement.

Nous aurons donc au total 250 berlaines au puits.

Aux points de chargement.

Nous avons simulé avec 80 berlaines à chaque point de chargement, auquel il faut ajouter ± 25 berlaines dans le ring et les appareils avanceurs.

Nous aurons donc 105 × 3 = 315 berlaines.

Dans les préparatoires.

Nous avons déjà donné ce nombre de 240 berlaines.

Dans les convois.

Nous aurons 60 × 4 = 240 berlaines.

RAME CONSTANTE

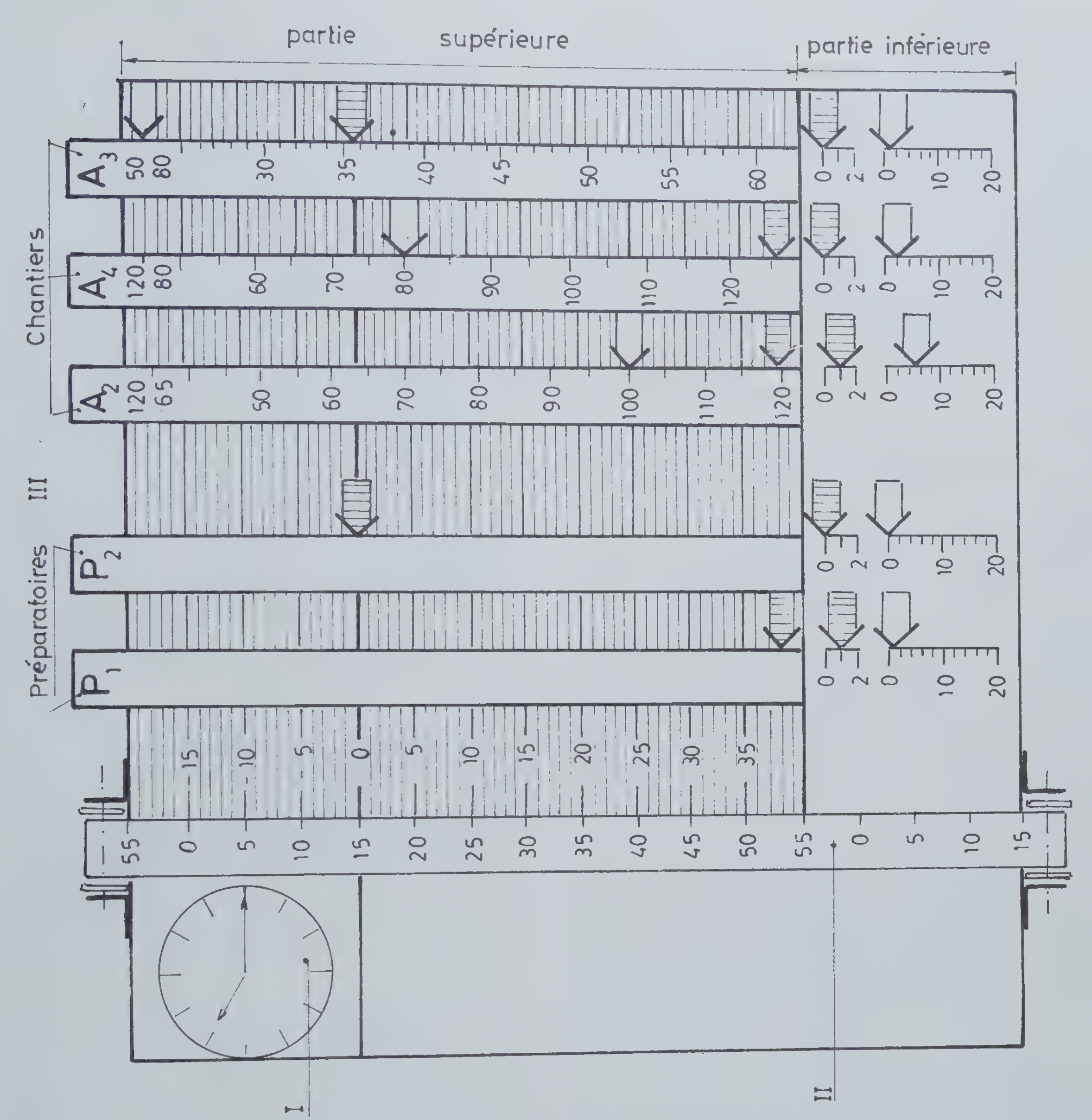


Fig. 11.

Tableau de dispatching.

Total.

Le nombre total de berlaines nécessaires à l'étage de 480 m sera de :

$$250 + 315 + 240 + 240 \approx 1050 \text{ berlaines.}$$

e) *Rotation des berlaines.*

Le nombre de berlaines de charbon extraites au cours de la simulation a été de 3456, chiffre auquel il faut ajouter les 240 berlaines provenant en moyenne des préparatoires.

La rotation des berlaines de l'étage de 480 m sera de l'ordre de :

$$\frac{3456 + 240}{1050} = 3,5$$

f) *Les attentes des chantiers pour manque à vides.*

L'introduction du 4e locotracteur nous permet d'assurer à la Direction du Siège qu'il n'y aura pratiquement aucun manque à vides aux différents chantiers et préparatoires.

4. REALISATION PRATIQUE

41. Dispatching manuel

Nous avons dû réaliser un système simple permettant au dispatcher de déterminer facilement l'heure en temps réel de départ d'un nouveau convoi, ainsi que la destination de celui-ci.

411. *Détermination de v^{po}.*

Si le dispatcher peut connaître le nombre de convois circulant entre le puits et le point de chargement (A_i), il ne connaît pas le nombre de vides disponibles (v) restant au chantier ni le nombre de locotracteurs revenant de ce point (A_i) vers le puits.

Seul le préposé au chargement peut lui signaler par téléphone :

1°) le moment où un convoi de berlaines pleines quitte le point (A_i),
2°) lorsque c atteint 60 berlaines,
3°) le nombre c restant au point (A_i).

En appliquant la règle donnée en 21, le dispatcher pourra déterminer v^{po}.

Les préparatoires devront prévenir dès qu'un convoi de 60 berlaines pleines est prêt.

412. *Tableau de dispatching.*

Pour faciliter le travail du dispatcher, nous avons conçu un tableau de dispatching (fig. 11).

Il est constitué par une surface plane, portant en I une horloge, en II une bande pouvant se dérouler facilement et en III une série d'encoches dans lesquelles nous pourrons glisser des réglettes (une par préparatoire et par chantier). A droite de ces réglettes circulent 4 index, 2 dans la partie inférieure, 2 dans la partie supérieure.

4121. *Partie inférieure.*

Au droit de chaque réglette (chantier A_i), le long de deux échelles simples, les index :

1°) *hachuré,* donne le nombre de convois de *berlaines vides* circulant entre le puits et le chantier (A_i). Au départ d'une rame du puits vers le chantier (A_i), le dispatcher descend cet index d'un cran et il le remonte lorsque le déhourdeur lui signale qu'un convoi quitte le point A_i;
2°) *blanc,* donne le nombre total de convois soit par poste, soit par jour, que le dispatcher a envoyés vers le point A_i.

4122. *Partie supérieure.*

La surface plane du tableau supporte un diagramme horaire, la ligne renforcée constituant le zéro de ce diagramme. Les valeurs sont respectivement positives ou négatives en-dessous ou au-dessus de cette ligne.

Le long de ce diagramme circule la bande (II) qui est constituée par une échelle horaire identique à l'échelle du diagramme, mais dont les graduations vont de 0 à 60. Lors de chaque communication téléphonique, le dispatcher met cette bande à l'heure, c'est-à-dire qu'il fait coïncider la graduation de la bande correspondant aux minutes de l'horloge (I) avec la ligne renforcée du tableau principal. Il transforme ainsi les valeurs positives ou négatives de ce tableau en temps réel sur la bande II.

Dans les encoches, nous disposons des règlettes Elles sont de deux types :

1°) *Pour les préparatoires :* elles ne portent que le numéro de cet atelier de travail. Seul l'index hachuré sera utilisé. Il sera placé au droit de la ligne renforcée lorsqu'on aura signalé qu'un convoi est prêt, par exemple au préparatoire P_2. Si aucun locotracteur ne circule déjà entre le puits et l'un des préparatoires P_1, P_2, le dispatcher expédiera le prochain convoi disponible vers P_2.
   Sinon, il attendra que le locotracteur soit revenu au puits avant d'envoyer une rame vers P_2.
2°) *Pour les chantiers :* elles portent en haut le numéro, le $\bar{\omega}_1$ prévu, ainsi que le $[v + c = N(A_i)]$ de berlaines disponibles du chantier.

Le long de cette réglette, nous avons tracé une graduation donnant à l'échelle des temps du tableau principal les temps correspondant à différents v^{po} (suivant la méthode des règles énoncés au 2252 (a).

L'index hachuré sera porté en face de la ligne renforcée si le chantier a signalé que $c = 60$.

L'index blanc sera porté en face du v^{po} calculé. Le v^{po} est déterminé par :

$$v^{po} = N(A_i) - c + \varepsilon N$$

où c est donné par le déhourdeur de A_i

et ε est lu sur l'échelle (index hachuré) de la partie inférieure du tableau.

Ce seront les seuls calculs que devra effectuer le dispatcher et seulement lorsque c ou ε varient.

L'index blanc donnera sur l'échelle du tableau principal la marge m_1 correspondant au v^{po} calculé et, sur la bande II, le temps réel de départ d'un convoi vers le chantier A_i.

Ex. : chantier A_4, $v^{po} = 80$, $m_1 = + 5'$,
le prochain départ aura lieu à partir de 10h20.

413. *Utilisation.*

Nous avons déjà vu comment le préposé indique au tableau de dispatching tous les renseignements nécessaires (positionnement de la bande II et des index).

De plus, les réglettes sont placées suivant l'ordre de priorité donné par la Direction du Siège. Dans le tableau proposé, les préparatoires classés P_1, P_2 auront priorité sur les points de déhourdage classés A_2, A_4, A_3.

4131. *Vers où sera envoyé le prochain convoi ?*

Pour cela, le dispatcher contrôlera les index de la partie supérieure.

Vers le chantier dont l'index hachuré est positionné à hauteur de la ligne renforcée. Si deux ou plusieurs index hachurés se trouvent simultanément sur cette droite, le plus à gauche a la priorité. S'il s'agit d'un préparatoire, le dispatcher contrôlera si aucun locotracteur ne circule déjà entre le puits et l'un des pré-

paratoires. Dans l'affirmative, l'index hachuré sera considéré comme sans valeur. Il ne reprendra sa signification qu'au retour de ce locotracteur.

Si aucun index hachuré n'est positionné à hauteur de la ligne renforcée, il contrôlera les index blancs. Ceux-ci indiquent, sur le tableau principal, les marges avant le départ d'un locotracteur. Le nouveau convoi sera envoyé vers le chantier dont l'index blanc est le plus haut (marge la plus faible).

4132. *Quand enverra-t-il le convoi ?*

Dès la disponibilité d'un convoi si un index hachuré est en jeu, ou si un index blanc a une marge négative ou nulle.

Sinon, il attendra que la marge positive indiquée par l'index le plus haut soit écoulée. En temps réel, il attendra que l'heure indiquée sur la bande II à hauteur de l'index blanc soit atteinte.

4133. *Avantages du tableau.*

Basé sur le calcul des marges m_1, il répond parfaitement aux conditions demandées à la nouvelle organisation :

- simplicité de fonctionnement,
- minimum de calcul,
- vue d'ensemble des points de chargement et des convois,
- facilité d'adaptation :
  aux variations instantanées de la production par l'index,
  aux modifications du planning d'exploitation par les réglettes qu'il suffit de changer suivant les valeurs de $\overline{\omega}_1$ et $\delta_{AL\ max}$,
  aux règles de priorité (il suffit de placer les réglettes dans l'ordre prévu.

42. Dispatching automatique

Nous étudions actuellement un dispatching électrique automatique. Une lampe indique le chantier demandant un convoi et elle ne s'allumera qu'au moment où la rame doit partir.

Le machiniste du locotracteur devra pousser sur deux boutons, un au départ et l'autre au retour.

43. Remarque

Le dispatching central ne donnera entière satisfaction que s'il est instantanément mis à jour.

Aussi insistons-nous sur la nécessité impérieuse qu'il y a pour la Direction du Siège de prévoir toutes modifications aux prévisions (variation des $\overline{\omega}_1$) ou au transport principal ($\delta_{AL\ max}$). Ces variations peuvent entraîner de simples mises à jour en changeant les réglettes, mais parfois une transformation complète du tableau (ordre de priorité, nombre de réglettes, les réglettes elles-mêmes) avec une adaptation du matériel roulant (nombre de berlaines et de locotracteurs).

5. CONCLUSIONS

La mise en place de cette nouvelle organisation s'est effectuée sans incidents et en un minimum de temps.

Elle a été accompagnée d'une réduction sensible du matériel roulant (3 locotracteurs et 200 berlaines) et elle a eu pour effet une suppression radicale des manques à vides aux chantiers.

Ce résultat a été acquis dès la mise en marche, il y a huit mois, et s'est maintenu depuis lors sans difficulté au cours de l'évolution normale du planning de production.

Une conséquence secondaire a été l'instauration d'un entretien préventif plus systématique, rendue possible par le nombre accru de locotracteurs de réserve.

Devant les résultats acquis, la Direction de la S.A. des Charbonnages du Hasard a décidé de réaliser la programmation du transport, dans le même esprit, dans le second Siège. Actuellement, la mise en place du système y est presque terminée. Nous y escomptons des résultats aussi spectaculaires.

N.B. Nous tenons à remercier les Ingénieurs de la N.V. Kempense Steenkolenmijnen, MM. Mertens, Van den Broeck et Van Nuffel, pour l'aide apportée lors de la prise des mesures et de l'étude théorique du transport principal au Siège de Cheratte de la S.A. des Charbonnages du Hasard.

Creusement et soutènement de galeries circulaires en terrains tendres *

Het drijven en ondersteunen van cirkelvormige galerijen in week gesteente *

H. van DUYSE,

Ingénieur Principal Divisionnaire à l'INIEX
E.A. Afdelingsingenieur bij het NIEB

RESUME

En terrains tendres, le problème principal qui se pose est celui du soutènement tant provisoire que définitif. Il n'est plus guère possible de creuser par longues passes en laissant de larges espaces découverts.

Dans certains charbonnages belges, la plupart des galeries de 5 à 6 m de diamètre à terre nue sont revêtues, par mètre de voie, de 138 à 238 claveaux en béton de 50 cm d'épaisseur. Dans le but de mécaniser au maximum le creusement de ces galeries, ce soutènement est remplacé par des panneaux en béton armé, ce qui a déjà permis de doubler l'avancement.

Un tunnel de chemin de fer de 13 à 15 m à terre nue a dû être creusé dans des terrains ébouleux sous une colline habitée. Ce travail a pu être mené à bien en limitant l'affaissement en surface à 3 cm.

SAMENVATTING

In week gesteente stelt de ondersteuning, zowel de voorlopige als de definitieve, het voornaamste probleem. Het is niet langer mogelijk met grote passen te werken en brede oppervlakken zonder ondersteuning te laten.

In sommige Belgische steenkolenmijnen worden de meeste galerijen, met een doormeter van 5 tot 6 m in het gesteente, ondersteund met 138 tot 238 betonblokken met een dikte van 50 cm, per meter galerij. Ten einde het drijven van deze galerijen zo ver mogelijk te kunnen mechaniseren vervangt men deze ondersteuning door panelen in gewapend beton; hiermee heeft men de vooruitgang reeds kunnen verdubbelen.

Een spoorwegtunnel met een doormeter van 13 tot 15 m in het gesteente moest aangelegd worden in brokkelig gesteente dwars door een heuvel waarop woningen stonden. Men heeft dit werk tot een goed einde gebracht en de verzakking aan de bovengrond beperkt tot 3 cm.

ZUSAMMENFASSUNG

Das schwierigste Problem beim Streckenvortrieb in weichem Gebirge ist das Einbringen des vorläufigen und endgültigen Ausbaus. Eim Vortrieb in langen Abschlägen, bei denen grössere Räume unausgebaut bleiben, ist kaum möglich.

SUMMARY

In soft rocks, the main problem is that of both the temporary and the permanent support. It is no longer possible to drive long pulls and leave large unsupported areas.

* International Symposium on Large Permanent Underground Openings — Oslo 1969.

In einigen belgischen Zechen werden die meisten Strecken mit einem Ausbruchdurchmesser von 5-6 m mit 50 cm starken Betonformsteinen ausgebaut, wobei auf einen Meter Strecke 138 - 238 Steine kommen. Um die Auffahrarbeit so weit wie möglich zu mechanisieren, verwendet man neuerdings statt der Steine Platten aus Stahlbeton, wodurch eine Verdoppelung der Auffahrleistungen erreicht wurde.

Beim Auffahren eines Eisenbahntunnels mit einem Ausbruchsdurchmesser von 13 - 15 m, der unter einen bebauten Hügel durch brüchiges Gestein geführt werden musste, gelang es, die Bodenabsenkung an der Oberfläche auf 3 cm zu beschränken.

In some Belgian coal mines, most of the gallerie of 5 to 6 m in diameter in the excavated rock ar lined with 138 to 238 concrete blocks 50 cm thick pe metre of gallery. With a view to mechanizing the dri ving of these galleries as much as possible, this suppor has been replaced by panels of reinforced concrete whereby it has been possible to double the advance.

A railway tunnel of 13 to 15 m in the bare roc had to be driven into crumbling rocks beneath an inha bited hill. This work was successfully carried out an the subsidence at the surface was limited to 3 cm.

I. GALERIES DE 5 A 6 M DE DIAMETRE A TERRE NUE DANS LES CHARBONNAGES BELGES

Les roches constituant le terrain stérile des différents gisements sédimentaires paraissent, à première vue, semblables. Elles ont cependant des propriétés mécaniques très variables. La résistance à la compression simple par exemple varie entre 25 kg/cm² et 1.500 kg/cm².

Ces propriétés dépendent de la nature des roches, de la dimension de leurs éléments constituants, de leur pétrification plus ou moins avancée, de leur fissuration, etc...

En Belgique, dans le bassin de Campine, les terrains sont généralement constitués de schistes très tendres. Les roches, qui au creusement paraissent fermes, s'altèrent rapidement sous l'action de l'air chaud et humide. Les roches n'offrent plus aucune résistance aux poussées et fluent comme de l'argile.

Les soutènements habituels en cadres métalliques, si serrés soient-ils, se déforment rapidement sous l'action de ces poussées, ce qui entraîne des travaux d'entretien onéreux et des résistances aux courants de ventilation incompatibles avec une large extension des travaux à grande profondeur.

Les mouvements de terrains en bouveaux n'ont pu être maîtrisés dans ce bassin que le jour où ces galeries ont été équipées de revêtements entièrement circulaires, formés d'éléments préfabriqués en béton avec intercalation d'éléments compressibles.

En 1968, il y avait en service en Campine plus de 300 km de bouveaux circulaires revêtus de claveaux en béton. On creuse annuellement environ 10 km de ces galeries.

Ces bouveaux ont généralement un diamètre intérieur variant de 4 à 4,80 m, ce qui nécessite le creusement à terre nue d'un cylindre de 5 à 6 m de diamètre.

I. GALERIJEN MET EEN DOORMETER VAN 5 TOT 6 M IN HET GESTEENTE IN DE BELGISCHE STEENKOLENMIJNEN

Op het eerste zicht lijken al de rotsen die in d sedimentaire afzettingen het steriele element vormen gelijkaardig. Nochtans hebben ze zeer uiteenlopend mechanische eigenschappen. De weerstand tegen een voudige samendrukking varieert van 25 tot 1.50 kg/cm².

Deze eigenschappen hangen af van de aard van he gesteente, van de afmetingen der samenstellende delen van hun min of meer gevorderde verstening, van hu splijtingstoestand, enz...

In België, in het Kempens bekken, bestaat he gesteente meestal uit zeer zachte schiefer. Het gesteent dat bij het ontbloten vast lijkt, wordt vlug verweer onder invloed van de vochtige en warme lucht. De ro sen bieden dan geen enkele weerstand meer aan d druk en vloeien gelijk leem.

De gebruikelijke ondersteuningssystemen in metale ramen lopen spoedig vervormingen op onder invloe van deze drukkingen, hoe dicht de elementen ook b elkaar gezet worden; dit leidt tot kostelijke onderhouds werken en een weerstand voor de luchtstroom di onaanvaardbaar is gezien de uitgestrektheid en d diepte der werken.

Men heeft de grondbewegingen in de steengange in dit bekken slechts kunnen meester worden door he aanbrengen van een volledig cirkelvormige ondersteu ning bestaande uit geprefabrikeerde elementen in beto aangevuld met samendrukbare voeringen.

In 1968 waren er in de Kempen meer dan 300 km cirkelvormige steengangen met betonblokkenbekledin in gebruik. Per jaar worden van deze soort galerije ongeveer 10 km bijgemaakt.

Meestal hebben deze steengangen een binnendoorme ter van 4 m tot 4,80 m, hetgeen betekent dat in he gesteente een cilinder moet gedreven worden met ee doormeter van 5 tot 6 m.

Brève description du creusement des bouveaux circulaires revêtus de claveaux en béton.

Jusqu'il y a très peu de temps, tous les bouveaux circulaires étaient revêtus de claveaux en béton non armé (fig. 1).

Le creusement de ces bouveaux d'environ 6 m de diamètre à terre nue s'effectue par les méthodes conventionnelles : forage de 60 à 80 trous, minage, pose d'un soutènement provisoire en bois, chargement des déblais au moyen d'une chargeuse à godet sur rails, pose des claveaux.

Korte beschrijving van de bekleding der steengangen met cirkelvormige sectie en betonblokkenondersteuning.

Tot voor kort waren al de cirkelvormige steengangen bekleed met blokken in niet gewapend beton (fig. 1).

Deze steengangen met een doormeter van ongeveer 6 m in het gesteente worden gedreven volgens de conventionele methoden : het boren van 60 tot 80 mijnen, het afvuren, het plaatsen van een houten voorlopige ondersteuning, het laden van de afslagstenen met behulp van een emmerlaadmachine op sporen, het plaatsen van de gewelfblokken.

Fig. 1

Soutènement d'un bouveau circulaire au moyen de claveaux en béton ; l'épaisseur de ce revêtement est de 50 cm ; le diamètre à terre nue est d'environ 6 m.

Ondersteuning van een cirkelvormige steengang door middel van betonnen gewelfblokken ; deze bekleding heeft een dikte van 50 cm ; de doormeter in het gesteente bedraagt zowat 6 m.

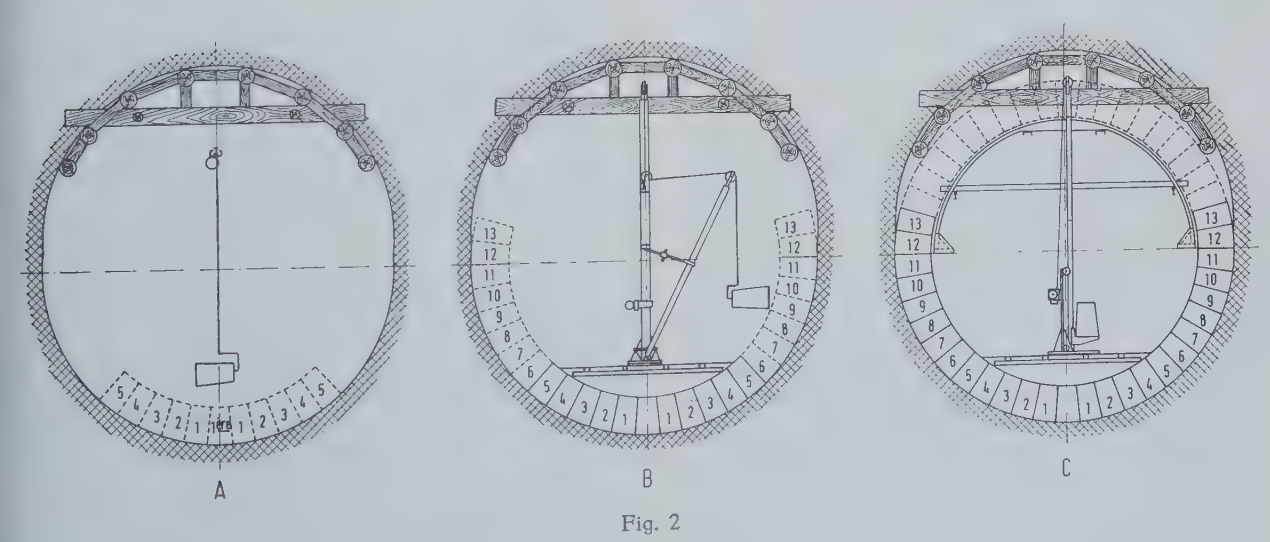


Fig. 2

Vue d'ensemble de la pose des claveaux.

a) du radier au moyen d'une broche fixée à un monorail,
b) des parois au moyen d'un mât incliné,
c) de couronne au moyen d'un élévateur relevant les claveaux jusqu'au-dessus du cintre.

Overzicht van het plaatsen van de blokken.

a) in de kelder door middel van een haak aan een monorail,
b) in de wanden door middel van een hellende mast,
c) in de kroon door middel van een hijstoestel dat de blokken opheft tot boven de mal.

La figure 2 montre comment les claveaux sont posés :

— les claveaux du radier sont mis en place au moyen d'une broche fixée à un monorail; cette broche est introduite dans le trou de manutention situé au centre de la face intrados de chaque claveau (fig. 2, a);
— les claveaux de paroi sont placés à l'aide d'un mât qui peut avoir deux inclinaisons possibles (fig. 2, b);
— les claveaux de couronne sont mis en place sur un cintre métallique au moyen d'un élévateur (fig. 2, c).

L'introduction de cette semi-mécanisation de la pose du revêtement a permis de doubler l'avancement et de le porter à 2 m par jour en trois postes avec un personnel de 4 hommes par poste.

La mécanisation du forage et du chargement des déblais ne pouvait être envisagée au point de vue rentabilité que si l'on mécanisait aussi la pose des éléments préfabriqués en béton constituant le soutènement.

Cette mécanisation ne pouvait être réalisée avec les claveaux utilisés. Pour une passe de 2 mètres, il fallait en effet manutentionner et mettre en place 276 à 472 claveaux d'un poids d'environ 120 kg. Il fallait donc modifier le soutènement des galeries circulaires.

On a d'abord pensé à un soutènement métallique circulaire mais celui-ci a été rapidement abandonné pour les raisons suivantes :

— prix d'achat plus élevé que les claveaux de béton (dans le cas de 2 cadres par mètre de voie);
— résistance aux pressions de terrains plus faible que dans le cas de claveaux;
— difficulté de mécaniser la mise en place de ces cadres en 4 éléments et surtout de la pose du garnissage.

Les éléments préfabriqués en béton donnant toute satisfaction en ce qui concerne leur résistance aux pressions de terrains, on a préféré augmenter leur poids unitaire.

Une visite effectuée en Tchécoslovaquie a permis d'y voir des bouveaux circulaires revêtus de panneaux en béton armé d'un poids de 350 kg qui, malgré une épaisseur de 14 cm seulement, donnaient toute satisfaction. L'utilisation de ces panneaux, mis en place mécaniquement au moyen d'élévateurs à bras, a permis de réduire fortement la durée de la pose du revêtement.

Avant d'appliquer ce procédé en Belgique, nous avons effectué toute une série d'essais de laboratoire sur un soutènement en panneaux de béton armé de 20 cm d'épaisseur. De ces essais, on peut conclure que ce type de soutènement de 20 cm d'épaisseur peut résister au moins aussi bien qu'un anneau formé de claveaux en béton de 50 à 54 cm d'épaisseur, *à la con-*

Figuur 2 toont hoe de blokken geplaatst worden :

— de blokken van de bedding worden geplaatst met behulp van een haak die aan een monorail hangt; deze haak wordt in de hanteeropening gestoken, die zich in het midden van het binnenvlak van het blok bevindt (fig. 2 a);
— de blokken van de wanden worden geplaatst met behulp van een mast die twee hellingen kan aannemen (fig. 2 b);
— de blokken van de kroon worden geplaatst op de metalen mal met behulp van een hijstoestel (fig. 2 c).

Dank zij deze gedeeltelijke mechanisering van het plaatsen der bekleding kon de vooruitgang verdubbeld worden en opgevoerd worden tot 2 m per dag op drie diensten met een bezetting van 4 man per dienst.

Het mechaniseren van het boren en het laden van de afslagstenen kon uit oogpunt rendabiliteit niet overwogen worden zolang de ondersteuning niet bestond uit geprefabrikeerde betonelementen die mechanisch konden geplaatst worden.

Deze mechanisering was onmogelijk met de gebruikelijke blokken. Voor een pas van 2 m moesten immers 276 tot 472 blokken worden gehanteerd en op hun plaats gebracht, elk met een gewicht van zowat 120 kg. Bijgevolg moest de ondersteuning van de cirkelvormige galerijen veranderd worden.

Men heeft vooreerst gedacht aan een cirkelvormige metalen ondersteuning, maar deze idee werd vlug opgegeven om de volgende redenen :

— hogere aankoopprijs dan de betonblokken (in het geval van 2 ramen per meter galerij);
— minder weerstand tegen gesteentedruk dan bij betonblokken;
— moeilijkheden om deze elementen in vier delen mechanisch te plaatsen, en dan vooral in verband met de bekleding.

Aangezien de geprefabrikeerde betonelementen volledige voldoening gaven uit oogpunt weerstand tegen de gesteentedruk heeft men er de voorkeur aan gegeven het gewicht per element te verhogen.

Tijdens een bezoek in Tsjeko-Solvakije zagen wij cirkelvormige steengangen ondersteund met panelen in gewapend beton met een gewicht van 350 kg die slechts 14 cm dik waren en toch volledige voldoening gaven. Dank zij deze panelen, die mechanisch geplaatst werden met behulp van giekkranen, kon de duur van het plaatsen der ondersteuning sterk ingekort worden.

Vooraleer deze methode in België toe te passen hebben wij een hele reeks laboratoriumproeven uitgevoerd op een ondersteuning in panelen van gewapend beton met een dikte van 20 cm. Deze proeven hebben bewezen dat dit type van ondersteuning, met een dikte van 20 cm, tenminste even veel weerstand biedt als een ring in betonblokken van 50 tot 54 cm, op uitdrukkelijke voorwaarde dat de ringvormige ledige ruimte tus-

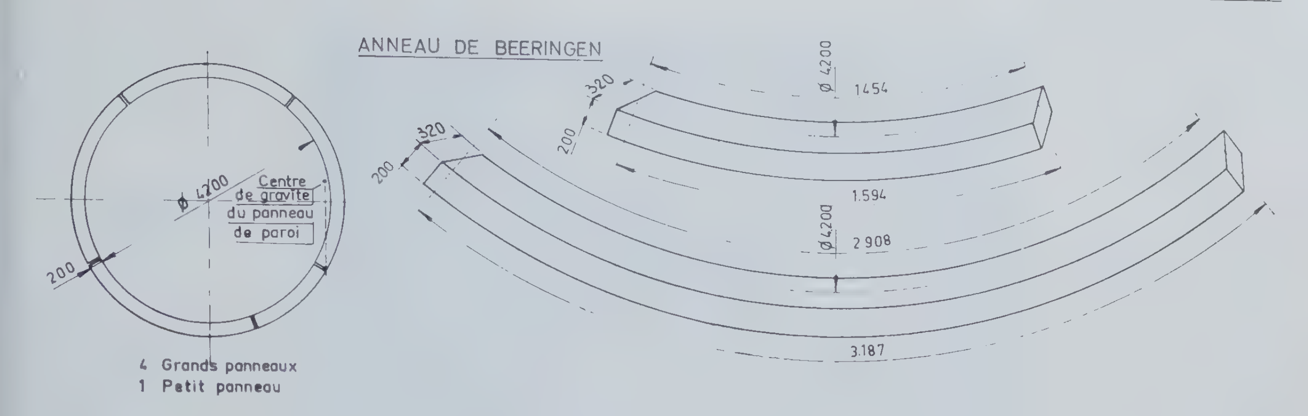


Fig. 3

Dimensions des panneaux utilisés à Béringen et à Zolder. Sur l'anneau (à gauche), nous avons dessiné la projection verticale du centre de gravité d'un des panneaux de paroi, montrant que, lors de la pose, la stabilité de ces panneaux peut être assurée sans poutres d'appui.

Afmetingen van de panelen te Beringen en te Zolder geplaatst. Op de ring (links) hebben wij de projectie van het zwaartepunt der wandpanelen getekend, en daardoor aangetoond dat de stabiliteit bij het plaatsen bereikt word zonder steunbalken.

grands panneaux = groot paneel
centre de gravité... = zwaartepunt van het wandpaneel.

dition expresse d'exécuter un excellent remplissage du vide annulaire entre le revêtement et le terrain.

Suite à ces résultats favorables, il a été décidé d'utiliser les panneaux en béton armé comme revêtement d'un tronçon de bouveau dans un siège de Campine. Le choix s'est porté sur des anneaux de 4,20 m de diamètre utile, constitués de cinq panneaux (quatre grands de 500 kg et un petit de 250 kg; fig. 3).

Grâce au fait que la projection verticale du centre de gravité de chacun des deux panneaux de paroi tombe à l'extrados de sa surface d'appui sur le panneau inférieur, il est possible de placer l'ensemble des panneaux d'un anneau sans utiliser ni cintre ni poutrelle d'appui; les panneaux latéraux sont stables par eux-mêmes.

La machine de pose (fig. 4) comporte un châssis de base sur lequel est fixée une plate-forme supportant le bras télescopique utilisé pour la manutention des panneaux.

L'extrémité du bras télescopique est munie d'une genouillère dont la surface intérieure sphérique concave vient saisir la tête sphérique de la tige de manutention des panneaux. Chaque panneau possède en effet un trou central le traversant de part en part; ce trou est revêtu d'un tube métallique prolongé du côté extrados par un écrou soudé au tube. Cet écrou est à la base du système de manutention et de mise en place des éléments qui a lieu par l'intermédiaire d'une tige métallique, terminée d'un côté par une partie filetée vissée dans l'écrou et de l'autre par une tête sphérique. Le centre de cette tête coïncide exactement avec le centre de gravité du panneau, de sorte que, si on le saisit à l'aide de la genouillère de même diamètre intérieur, on peut donner au panneau toutes les positions désirées sans aucun effort.

sen de ondersteuning en het gesteente volledig wordt opgevuld.

Ingevolge deze gunstige resultaten werd besloten gebruik te maken van panelen in gewapend beton voor het ondersteunen van een eind steengang in een Kempense zetel. De keuze viel op ringen met een nuttige doormeter van 4,20 m bestaande uit vijf panelen (vier grote van 500 kg en een klein van 250 kg, fig. 3).

Aangezien de vertikale projectie van het zwaartepunt van elk der twee wandelementen aan de buitenkant valt van het raakvlak met het onderliggend paneel, kan men al de panelen van een ring plaatsen zonder mal of voorspanbalken; de zijpanelen zijn uit zichzelf stabiel.

De zetmachine (fig. 4) bestaat uit een basisraam waarop een platform dat de telescopische arm draagt, die voor het hanteren van de panelen gebruikt wordt.

Aan het uiteinde van de telescopische arm zit een bolscharnier waarvan de holle binnenkant zich sluit omheen de bolvormige kop van de hanteerstang der panelen. In elk paneel is er immers in het middelpunt een opening die er dwars doorheen gaat; deze opening is bekleed met een eind buis die aan de buitenkant overgaat in een moer die aan de buis vastgelast is. Deze moer vormt het sluitstuk van heel het systeem voor het hanteren en plaatsen van de elementen, dat namelijk berust op het gebruik van een metalen stang, die aan de ene kant uitloopt op een draad die in de moer gedraaid wordt en aan de andere kant op een bol. Het centrum van deze bol komt precies overeen met het zwaartepunt van het paneel, zodat men zonder moeite aan het paneel elke gewenste stand kan geven eens dat het ophangt in het bolgewricht dat dezelfde inwendige doormeter heeft.

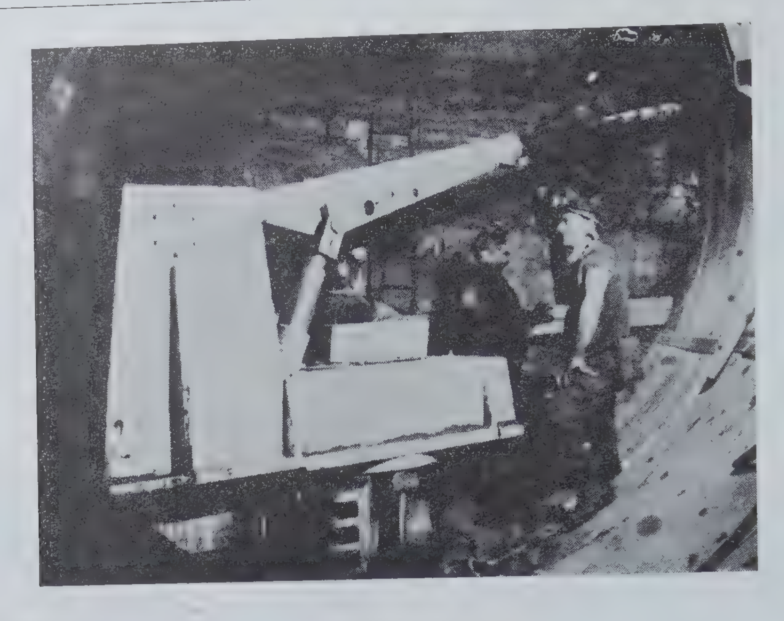


Fig. 4

Machine utilisée à Beringen pour la pose de panneaux, d'un poids de 500 kg. Cette machine comporte un bras télescopique et orientable, monté sur une plate-forme qui peut tourner sur le châssis de base.

Machine die te Beringen gebruikt wordt voor het plaatsen van de panelen die 500 kg wegen. Ze bevat een telescopische mast die kan georienteerd worden, en opgesteld is op een platform dat kan draaien op het basisraam.

L'extrémité du bras télescopique peut occuper toutes les positions voulues pour effectuer toutes les manipulations souhaitées grâce aux dispositifs suivants :

— rotation de la plate-forme de 360° sur le châssis de base;
— abaissement et relevage du bras dans un plan vertical;
— coulissement du fût intérieur télescopique du bras.

Dès les premiers mois, le rendement global du creusement d'un bouveau de ce genre a été amélioré de plus de 100 %. Dans un chantier, l'avancement atteint 3 m par jour en 3 postes avec un personnel de 3 hommes par poste tandis que dans un deuxième chantier, l'avancement est de 4 m par jour en 3 postes avec un personnel de 4 hommes par poste.

Suite à ces premiers résultats favorables, on a doublé la largeur et le poids des panneaux utilisés ce qui a permis de réduire encore le temps de pose du soutènement.

Il est important de signaler que l'augmentation de l'avancement réalisée jusqu'ici n'est due qu'à un changement du revêtement et à une mécanisation plus poussée de sa pose, mais qu'aucun changement n'a été apporté ni au forage ni au chargement des déblais. L'utilisation d'un matériel nouveau plus élaboré pour l'accomplissement de ces deux opérations permettrait de réaliser un nouveau bond en avant dans le rendement du creusement des bouveaux circulaires.

Nous étudions actuellement la réalisation d'une machine unique permettant éventuellement la mécanisation du forage, du chargement des déblais et de la pose

Het uiteinde van de telescopische arm kan iedere stand innemen die voor de verschillende behandelingen nodig is, dank zij de volgende apparatuur :

— rotatie van het platform ten opzichte van de basis, over 360°;
— heffen en laten zakken van de arm in een vertikaal vlak;
— laten inzinken van de binnenkant van de telescopische arm.

Tijdens de eerste maanden steeg het globaal effect bij het drijven van een soortgelijke steengang met meer dan 100 %. Op een werkpunt werd een vooruitgang bereikt van 3 m per dag met drie diensten en een bezetting van 3 man per dienst; in een tweede werkpunt bereikte men 4 m per dag, in drie diensten met telkens 4 man.

Ingevolge deze gunstige resultaten heeft men de breedte en het gewicht van de panelen verdubbeld waardoor het plaatsen nog vlugger ging.

Belangrijk is de opmerking, dat de verbetering van de vooruitgang tot op dit ogenblik enkel het gevolg is van een verandering van bekleding en een verder doorgedreven mechanisering van het plaatsen ervan, terwijl er geen enkele wijziging werd ingevoerd inzake boren of laden van de afslagstenen. Indien men nieuw en beter bestudeerd materieel zou gebruiken voor deze twee bewerkingen zou dit een nieuwe sprong in de goede richting betekenen inzake het effect bij het drijven van cirkelvormige steengangen.

Momenteel trachten wij één enkele machine te bouwen waarmee eventueel het boren, het laden van de stenen en het plaatsen van de ondersteuning kunnen

du soutènement. La mécanisation du forage au moyen de marteaux-perforateurs sur glissières et sur affûts permettrait d'augmenter aussi la longueur de chaque passe de creusement.

II. TUNNEL DE GRAND DIAMETRE DANS UN TERRAIN TRES FRIABLE

Pour réaliser l'électrification d'une ligne internationale à trafic rapide, la Société Nationale des Chemins de Fer Belges doit creuser un nouveau tunnel circulaire en béton dont le diamètre intérieur est de 10,50 m et dont les dimensions à terre nue sont de 12,70 m en hauteur et de 16,50 m en largeur.

Ce tunnel a été creusé dans un terrain ébouleux composé de schistes altérés rendus très friables, ce qui a obligé les entrepreneurs à avancer pas à pas en garantissant à tout moment une couverture métallique continue sur tout le pourtour du tunnel.

Le creusement du tunnel a été effectué en plusieurs fois à partir de deux tunnels situés à hauteur des « piédroits » et creusés sur toute la longueur de l'ouvrage.

Les travaux ont été menés à bonne fin par la S.A. Compagnie Internationale des Pieux armés Frankignoul (« Pieux Franki »), à Liège.

Monsieur De Beer, Professeur aux Universités de Gand et de Louvain, Directeur de l'Institut Géotechnique de l'Etat à Gand a été l'Ingénieur-Conseil du Maître de l'œuvre, la Société Nationale des Chemins de Fer Belges.

gemechaniseerd worden. Door het mechaniseren van de boorarbeid, met behulp van boorhamers op glijbanen en kolommen, zou men ook de lengte van de pas kunnen verbeteren.

II. TUNNEL MET GROTE DOORMETER IN ZEER BROKKELIG GESTEENTE

Voor de elektrifikatie van een internationale lijn met snelvervoer moet de Nationale Maatschappij der Belgische Spoorwegen een nieuwe cirkelvormige tunnel aanleggen in beton, met een nuttige doormeter van 10,50 m en de volgende afmetingen in het gesteente : hoogte 12,70 m, breedte 16,50 m.

Deze tunnel werd aangelegd in brokkelig gesteente, bestaande uit verweerde en zeer schilferig geworden schiefer, zodat de aannemer gedwongen was stap voor stap vooruit te gaan en de tunnel over heel zijn omtrek ogenblikkelijk te voorzien van een metalen bekleding.

Het drijven van de tunnel verliep in verschillende fazen, beginnend met twee tunnels die gelegen waren ter hoogte van de « steunberen » en gedreven waren over heel de lengte van het kunstwerk.

De onderneming werd tot een goed einde gebracht door de N.V. Compagnie Internationale des Pieux armés Frankignoul (« Pieux Franki ») te Luik.

De Heer De Beer, Professor aan de universiteiten van Gent en Leuven, Directeur van het Rijksinstituut voor Geotechniek te Gent, fungeerde als raadgevend ingenieur voor de bouwheer, de Nationale Maatschappij der Belgische Spoorwegen.

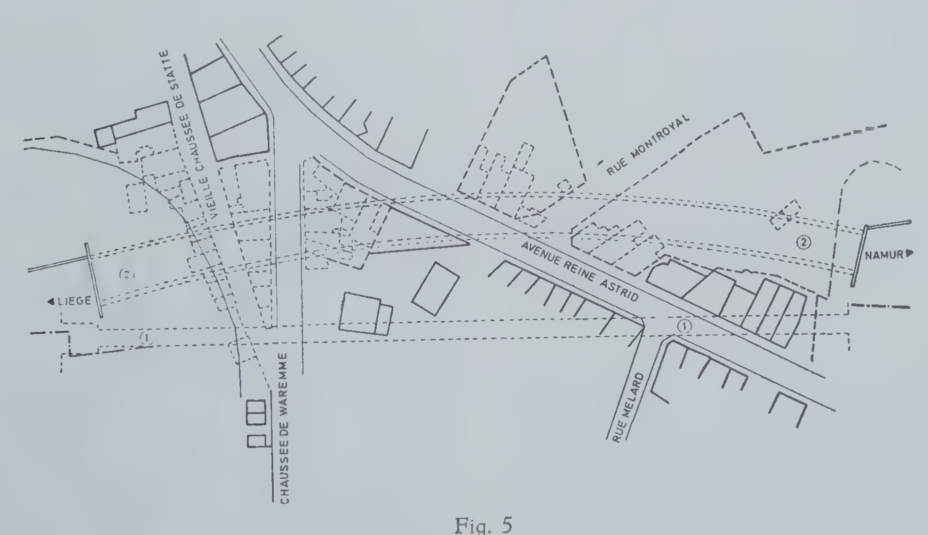


Fig. 5

Localisation des tunnels de chemin de fer près de Huy.

1. Tunnel existant à simple voie
2. Tunnel en construction.

On constate que le tunnel doit traverser une colline sur laquelle se trouvent plusieurs habitations et des routes.

Ligging van de spoortunnel bij Huy.

1. Bestaande tunnel met enkel spoor
2. Tunnel in aanbouw.

Men ziet dat de tunnel een heuvel moet doorboren waarop een aantal huizen en wegen liggen.

Ce travail était particulièrement difficile car ainsi que le montre la figure 5, le tunnel doit traverser une colline sur laquelle se trouvent de nombreuses habitations et des routes.

1. Localisation du tunnel et terrains traversés

La figure 5 montre la position du tunnel situé près de Huy sur la ligne internationale Stockholm — Köln — Liège — Paris.

Ce nouveau tunnel à double voie doit remplacer un autre à simple voie.

Le rayon de courbure du tunnel est de 410 mètres; sa longueur est de 232 m.

L'épaisseur des terrains situés au-dessus du tunnel atteint 14 à 16 m sur une bonne partie de l'ouvrage.

On constate (fig. 6) que l'ouvrage est entièrement situé dans des bancs schisteux (du Silurien Sl 1. a) fortement altérés, partiellement transformés en argile sous l'action de l'eau. La roche a perdu toute sa cohésion et les terrains traversés peuvent être assimilés à des éboulis rocheux.

Wat het werk bijzonder moeilijk maakte was het feit dat de heuvel, waar de tunnel doorheen moest, zoals men ziet op figuur 5, bedekt was met talrijke huizen en wegen.

1. Ligging van de tunnel en omgevend gesteente

Figuur 5 geeft de ligging van de tunnel nabij Huy op de internationale lijn Stokholm — Keulen — Luik — Parijs.

Deze nieuwe tunnel met dubbel spoor moet een andere met enkel spoor vervangen.

De tunnel heeft een krommingsstraal van 410 m; de lengte is 232 m.

De dikte van de dekgrond gaat tot 14 en 16 m over een groot gedeelte van het kunstwerk.

Men ziet (fig. 6) dat het kunstwerk helemaal gelegen is in sterk verweerde schieferbanken (van het Siluur Sl 1. a) die onder invloed van het water gedeeltelijk zijn omgezet in leem. Het gesteente is elke samenhang kwijt en kan beschouwd worden als steenachtig instortingspuin.

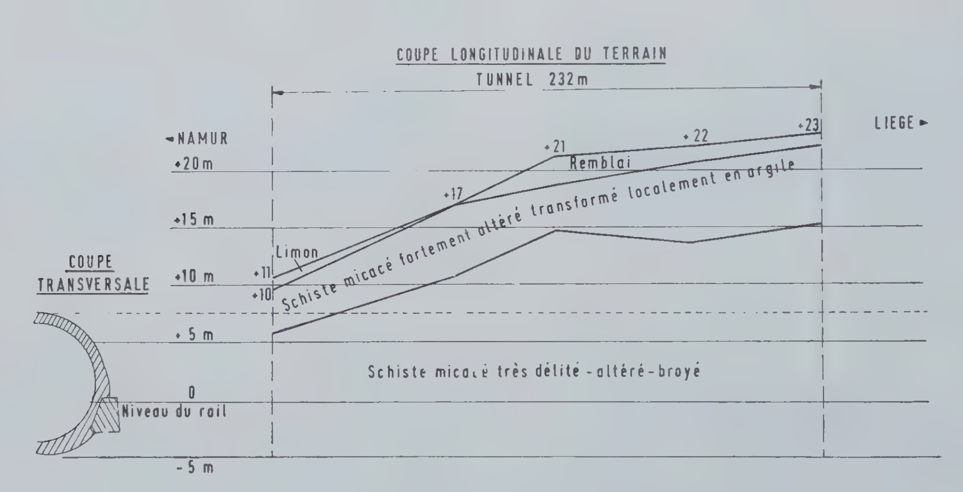


Fig. 6

Coupe longitudinale des terrains formant la colline.

Langsdoorsneden door het gesteente van de heuvel.

Le niveau de la nappe phréatique est très variable et a été atteint, au-dessus de la voûte du tunnel, par deux des cinq sondages.

Comme dans les schistes houillers du Bassin de Campine Belge, les schistes rencontrés à Huy se désagrègent rapidement et totalement au contact de l'eau, même si l'on choisit des échantillons qui paraissent très durs.

2. Creusement du premier tunnel

Le premier tunnel (1 sur la figure 5) a été construit en 1847 avec une largeur de 8 m, suffisante pour deux

Het peil van het freatisch watervlak is zeer veranderlijk en werd boven het tunnelgewelf aangeboord door twee van de vijf peilboringen.

Evenals het geval is in de Belgische Kempen valt de schiefer van Huy snel en volledig uiteen in aanraking met water, zelfs als het gekozen monster zeer hard schijnt te zijn.

2. Het drijven van de eerste tunnel

De eerste tunnel (1 op fig. 5) werd gebouwd in 1947 met een breedte van 8 m, dit is voldoende voor

voies. Ce tunnel a été réalisé à partir de 3 galeries pilotes dont deux sont situées aux piédroits et la troisième à la partie centrale de la voûte.

A partir de ces tunnels, la voûte a été montée par passes de 6 m au moyen de petites galeries de communication en maintenant les roches en place à l'intérieur du futur tunnel. Malgré les précautions prises, plusieurs éboulements importants se sont produits durant cette phase du travail.

Mais lorsque l'on enleva les roches à l'intérieur du tunnel, les piédroits se sont rapprochés entraînant un affaissement de la voûte. Une contre-voûte a dû être ajoutée à l'intérieur du tunnel pour contrebuter les piédroits.

Des éboulements ultérieurs ont obligé les Chemins de Fer à renforcer le revêtement de celui-ci par une voûte intérieure de 80 cm d'épaisseur et une nouvelle contre-voûte de 48 cm d'épaisseur, mettant ainsi le tunnel à simple voie.

3. Revêtements du nouveau tunnel

Un trafic ferrovière international très dense passant par ce tunnel, le calcul du soutènement a été établi pour ne permettre aucune déformation.

La figure 7 montre le revêtement adopté pour le tunnel : celui-ci est double, métallique à l'extrados et en béton armé à l'intrados. L'anneau intérieur a un diamètre intérieur de 10,50 m et son épaisseur est partout d'au moins 75 cm.

Chacun des deux revêtements a été calculé pour résister, avec un coefficient de sécurité suffisant, aux pressions dues aux roches surmontant le tunnel. C'est à une charge de 40 t/m² que chacun de ces deux revêtements peut résister.

Le revêtement métallique a été placé à mesure du creusement et a servi de point d'appui au soutènement provisoire.

La base d'appui du soutènement du tunnel est constituée par deux massifs de piédroits en béton armé (fig. 7).

Des cintres métalliques constitués de poutrelles HEB de 340 mm de hauteur, placées à 1 m d'axe en axe, viennent s'emboîter dans les massifs des piédroits.

Le garnissage des poutrelles est formé de poutrelles I de 120 mm et de coins en bois reprenant un rideau continu formé de plats en tôles ondulées. Le vide entre les tôles et le terrain est rempli par du gravier injecté à mesure du creusement; ce gravier sera injecté à son tour de mortier à la fin des travaux.

Le revêtement intérieur en béton est coulé après la fin du creusement du tunnel.

4. Creusement du tunnel

Le terrain à traverser étant très ébouleux, les travaux de creusement ont été effectués avec beaucoup de pré-

twee sporen. Deze tunnel werd gebouwd uitgaande van drie richttunnels, één in elke steunbeer en één in het midden van het gewelf.

Van uit deze tunnels werd het gewelf gebouwd in passen van 6 m door middel van kleine verbindingsgalerijen terwijl het gesteente in het inwendige van de tunnel ter plaatse bleef. Ondanks alle voorzorgen traden gedurende deze faze van het werk verschillende instortingen op.

Toen men evenwel het gesteente in het binnenste van de tubbel wegnam, kwamen de steunberen dichter bijeen, waardoor het gewelf zakte. Binnen in de tunnel moest een tweede gewelf worden aangebracht om de steunberen tegen te houden.

Wegens latere instortingen was de spoorwegmaatschappij verplicht de bekleding te versterken met een binnengewelf met een dikte van 80 cm, waar vervolgens een versterking van 48 cm moest bijkomen voor de steunberen, dit bracht mee dat de tunnel nog geschikt was voor enkel spoor.

3. Bekleding van de nieuwe tunnel

Aangezien een zeer dicht internationaal spoorverkeer door deze tunnel gaat werd de bekleding zo berekend dat er geen enkele vervorming te vrezen is.

Figuur 7 toont de bekleding die voor de tunnel gekozen werd; het is een dubbele bekleding, in metaal aan de buitenkant en in beton aan de binnenkant. De binnenring heeft een nuttige doormeter van 10,50 m en de dikte ervan is nergens minder dan 75 cm.

Elk der bekledingen werd berekend om met een behoorlijke veiligheidscoëfficiënt te weerstaan aan de druk van het gesteente boven de tunnel. Deze belasting bedraagt voor elk der bekledingen 40 t/m².

De metalen ondersteuning werd geplaatst naarmate de tunnel vooruitging en diende als steunpunt voor de voorlopige ondersteuning.

De basis van de tunnelondersteuning bestaat uit twee steunbeermassieven in gewapend beton (fig. 7).

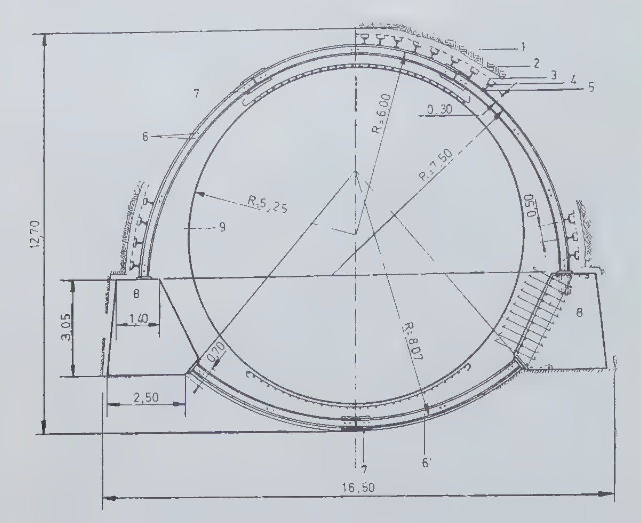
Metalen bogen bestaande uit HEB-profielen met een hoogte van 340 mm en een asafstand van 1 m staan in deze betonmassieven geplant.

Deze bogen worden bedekt met I-profielen van 120 mm en houten wiggen die een aaneengesloten ijzeren scherm van gegolfd plaatijzer dragen. De ruimte tussen deze platen en het gesteente wordt naarmate het werk vordert opgevuld met grind die aan het front wordt geïnjecteerd ; op het einde van het werk zal dit grind nog met mortel worden geïnjecteerd.

De binnenondersteuning in beton wordt gegoten nadat het drijven van de tunnel beëindigd is.

4. Het drijven van de tunnel

Vermits het te bewerken gesteente zeer brokkelig was, werden bij het drijfwerk allerlei voorzorgen geno-



1. Roche = Gesteente
2. Gravelle injectée après la pose de chaque cintre et injectée de mortier après le bétonnage de la voûte intérieure = Keien die aangebracht worden na het plaatsen van elk raam en die met mortel geinjecteerd worden na het betonneren van het binnengewelf.
3. Tôles embouties ou « liner-plates » - Gegolfde platen « liner-plates ».
4. Cale en bois dur = Spie in hard hout
5. Poutrelle I 120 = Profielen I 120.
6. Poutrelles HE 340 B placées tous les mètres = Profielen HE 340 B geplaatst om de meter.
7. Couvre-joint = Strip
8. Massif de piédroits en béton = Steunbeermassief in beton.
9. Anneau intérieur en béton armé = Binnenring in gewapend beton.

Fig. 7

Coupe transversale du revêtement double adopté pour le tunnel ; la largeur maximale du tunnel à terre nue est de 16,50 m ; le diamètre intérieur est de 10,50 m.

— revêtement extrados formé par deux massifs de piédroits en béton et par des poutrelles métalliques ;

— revêtement intrados formé par un anneau en béton armé.

Dwarsdoorsneden door de dubbele bekleding die voor de tunnel gekozen werd ; de grootste breedte van de tunnel in het gesteente bedraagt 16,50 m ; de binnendoormeter is 10,50 m.

— buitenbekleding gevormd door de twee massieven van de steunberen en de metalen profielen ;

— binnenbekleding bestaande uit een ring in gewapend beton.

cautions pour éviter tout éboulement qui risquerait de se répercuter jusqu'à la surface de la colline.

Les travaux ont été conduits pour que la moindre surface de terrain découverte soit immédiatement soutenue. Le creusement a été effectué sans discontinuité à trois postes par jour.

La figure 8 montre les différentes phases de creusement du tunnel.

L'ensemble du revêtement métallique devant reposer sur les deux massifs en béton des piédroits, on a commencé le travail par le creusement (fig. 9) et le bétonnage de ces deux massifs.

Le travail a ensuite continué en excavant une saignée sur tout le pourtour de la voûte pour pouvoir placer le soutènement métallique.

Après ce travail, les terres de la partie centrale du tunnel ont été enlevées en plusieurs phases pour permettre la pose des poutrelles du radier.

Le travail a ensuite été achevé par le bétonnage de l'anneau sur tout le pourtour du tunnel.

41. *Creusement des deux galeries pilotes et bétonnage des piédroits*

Deux galeries ont été creusées à l'emplacement des piédroits, sur toute la longueur du tunnel.

Ces galeries, de section rectangulaire, ont une largeur de 3 m et une hauteur de 3,50 m. Elles ont été creusées entièrement au marteau-piqueur et au pic avec chargement des déblais au moyen d'une petite chargeuse à godet sur pneus. Signalons ici qu'aucun explosif n'a

men om iedere instorting te voorkomen, aangezien die wel eens voelbaar kon worden op de top van de heuvel.

Het werk werd zo georganiseerd dat de kleinste oppervlakte die ontbloot werd onmiddellijk werd ondersteund. Het werk ging zonder onderbreking voort gedurende drie diensten.

Figuur 8 toont de verschillende fazen van het drijven van de tunnel.

Vermits de metalen bekleding in haar geheel moest komen rusten op de twee betonnen massieven van de steunberen, is men begonnen met het drijven (fig. 9) en betonneren van deze twee massieven.

Vervolgens werd een snede aangebracht over heel de omtrek van het gewelf zodat de metalen ondersteuning kon geplaatst worden.

Daarna werd het gesteente in het binnenste van de tunnel weggenomen in verschillende fazen, zodat de profielen van de bedding konden gelegd worden.

Tenslotte werd de betonring gegoten over heel de omtrek van de tunnel.

41. *Het drijven van de twee richtgalerijen en het betonneren van de steunberen.*

Er werden twee galerijen gemaakt op de plaats waar de steunberen moesten komen, en dat over heel de lengte van de tunnel.

Deze galerijen zijn rechthoekig en hebben een breedte van 3 m en een hoogte van 3,50 m. Ze werden volledig uitgehouwen met afbouwhamer en pikhouwel en de stenen werden geladen met een kleine emmer-

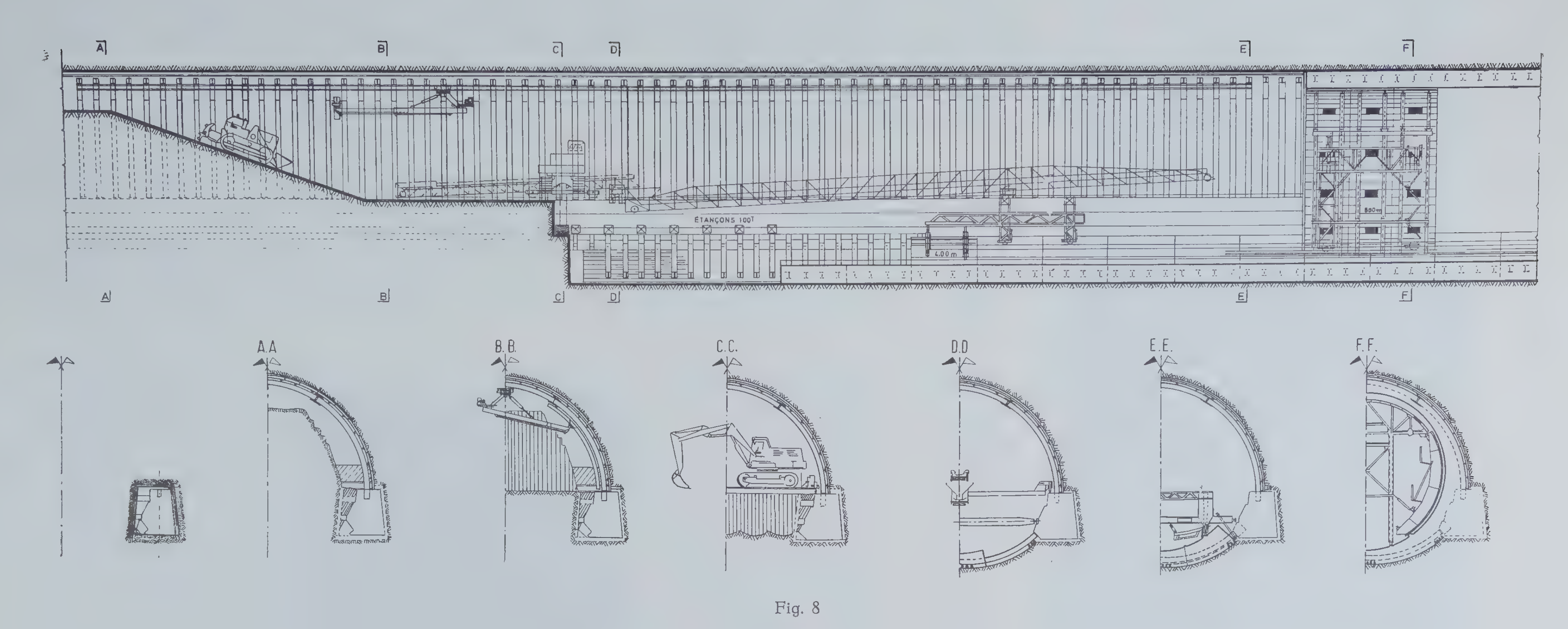


Fig. 8

Différentes phases de creusement du tunnel depuis le creusement des deux galeries pilotes des piédroits juqu'au bétonnage de l'anneau intérieur.

Verschillende fazen bij het drijven van de tunnel, van het drijven der twee richtgalerijen af tot het betonneren van de binnenring.



Fig.9

Photo montrant les deux galeries pilotes.

Foto van de twee richtgalerijen.

dû être utilisé lors du creusement de l'entièreté du tunnel. A mesure du creusement qui s'effectuait par courtes passe, des cadres rigides étaient placés tous les mètres, ainsi qu'un garnissage continu formé de tôles métalliques (fig. 10). Les cadres étaient formés chacun de quatre poutrelles I 220 (au toit, aux parois et au mur). Le vide entre le terrain et le garnissage était rempli à mesure avec des pierrailles convenablement damées.

laadmachine op luchtbanden. Wij vermelden hier dat er bij het drijven van heel de tunnel nooit moest gebruik gemaakt worden van springstof. Naarmate het houwen vorderde werden om de meter starre ramen geplaatst evenals een aaneengesloten bekleding uit metalen platen (fig. 10). Ieder raam bestond uit 4 I-balken 220 (tegen het dak, tegen de wanden en tegen de vloer). De ruimten tussen het gesteente en de bekleding werden vervolgens opgevuld met behoorlijk aangestampte stenen.

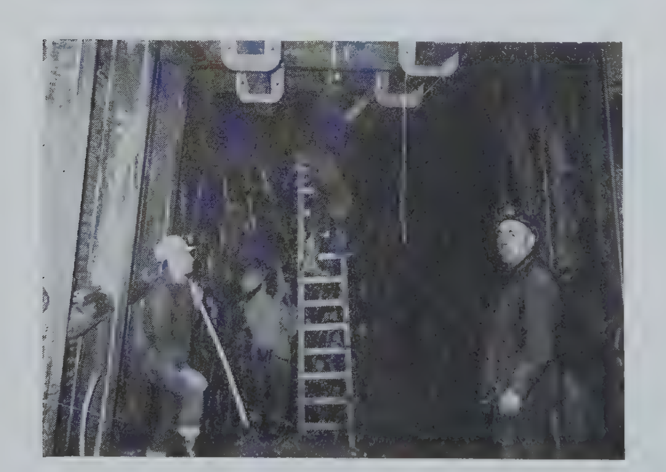


Fig. 10

Creusement d'une des deux galeries pilotes effectué entièrement au marteau-piqueur avec pose d'un revêtement métallique trapézoïdal (fermé au pied) et d'un garnissage jointif.

Het drijven van één der richtgalerijen, uitsluitend met behulp van de afbouwhamer : de ondersteuning bestaat uit een trapeziumvormige raam (aan de voet gesloten) ; de bekleding is aaneengesloten.

L'avancement a été de 3 m par jour en 3 postes avec un personnel à front de 3 hommes par poste, auxquels il faut ajouter deux autres pour le transport du matériel et des déblais.

Après l'achèvement du creusement, le radier de ces galeries pilotes a été bétonné en remplissant le vide entre les poutrelles de la sole. Le niveau supérieur de

Men maakte een vooruitgang van 3 m per dag, in drie diensten, met 3 man aan het front, waarbij men er nog twee moet voegen voor het vervoer van materieel en stenen.

Zodra deze richtgalerijen gedreven waren werd hun bedding gebetonneerd waarbij de ruimte tussen de vloerbalken werd opgevuld. De bovenkant van deze

ce béton a été soigneusement réglé pour servir d'appui aux massifs des piédroits. En même temps que le radier, on a bétonné aussi les semelles de blocage de ces massifs dans le coin intrados de ces galeries (fig. 8). Ces semelles seront démolies localement plus tard lors de la pose des poutrelles du radier.

Après ce travail, on a commencé le coffrage des massifs de piédroits ainsi que la pose des armatures métalliques. La figure 7 montre la disposition de ces armatures dont le but est de relier ces massifs au futur anneau intérieur en béton. Pour pouvoir réaliser cet objectif, les armatures devant faire partie du revêtement circulaire sont repliées provisoirement le long du coffrage des piédroits.

Des ouvertures sont aussi ménagées dans les deux massifs pour servir d'assise aux futures poutrelles métalliques de la voûte et du radier.

Ces massifs sont ensuite bétonnés en laissant en place les poutrelles et le garnissage du revêtement des galeries pilotes. Par suite de la nature de l'eau d'infiltration, on a utilisé du ciment sursulfaté.

Après la prise du béton, les pierrailles remplissant le vide entre le terrain et le garnissage métallique sont injectées au moyen d'un mortier.

Les massifs de béton sont ensuite calés contre la paroi intrados au moyen d'étançons en bois. Ce mortier est introduit entre les pierrailles au moyen de tuyauteries métalliques de 15 mm de diamètre noyées dans le béton; ces tuyaux sont placés tous les mètres.

42. *Creusement d'une saignée sur le pourtour de la voûte avec pose du revêtement métallique*

Cette phase du travail est évidemment la plus délicate de l'ensemble du creusement.

Les Chemins de Fer avaient demandé d'abord de creuser une troisième galerie pilote à la clef de la voûte et d'effectuer le creusement de la saignée de la voûte à partir de cette galerie centrale.

Monsieur Allard, ingénieur à la « Société Franki » et responsable du chantier a préféré travailler par gradins montants à partir des deux galeries pilotes des piédroits.

Afin de diminuer le risque d'éboulement, on a réduit au maximum les dimensions de la saignée creusée sur tout le pourtour de la voûte et qui relie les deux galeries pilotes. Le stot central laissé temporairement au centre du tunnel procure ainsi un bon appui pour les vérins et les étançons métalliques de calage. La distance entre le stot central et le terrain découpé en couronne est d'environ 1,70 m.

Le terrain situé en couronne de cette saignée doit être soigneusement soutenu par un blindage continu avancé à mesure du creusement.

betonlaag werd juist op hoogte gelegd om te kunnen dienen als steunpunt voor de massieven van de steunberen. Samen met de bedding betonneerde men ook de ankerzolen van deze massieven in de binnenhoeken der galerijen (fig. 8). Later zullen deze zolen plaatselijk afgebroken worden bij het plaatsen van de profielen van de bedding.

Nadien begon men met het aanbrengen van de bekisting voor de steunmassieven en met het plaatsen van de ijzeren bewapening. Fig. 7 geeft de schikking van deze bewapening die tot doel heeft deze massieven te verbinden met de later te plaatsen binnenring in beton. Hiertoe worden de staven die later deel moeten uitmaken van de bewapening van de ringvormige bekleding voorlopig langs de bekisting van de steunberen geplooid.

Er worden ook openingen in het massief gelaten voor de later aan te brengen ijzeren profielen van het gewelf en de bedding.

Vervolgens worden deze massieven gebetonneerd waarbij de profielen en de bekleding van de richtgalerijen ter plaatse blijven. Wegens de aard van het infiltratiewater heeft men overgesulfateerde cement gebruikt.

Zodra het beton hard is wordt de steenslag tussen het gesteente en de bekleding geïnjecteerd met mortel.

Vervolgens worden de betonmassieven tegen de binnenwand opgespannen door middel van houten stutten. Voor het inspuiten van deze mortel tussen de steenslag gebruikt men in het beton verzonken metalen buizen met een doormeter van 15 mm; elke meter wordt een dergelijke buis geplaatst.

42. *Het drijven van een gleuf over de omtrek van het gewelf en het plaatsen van de metalen ondersteuning.*

Vanzelfsprekend is dit de meest gewaagde faze van heel de uitvoering.

De Spoorwegen hadden eerst gevraagd een derde richtgalerij te drijven in de kop van het gewelf en het gewelf uit te snijden van uit deze centrale galerij.

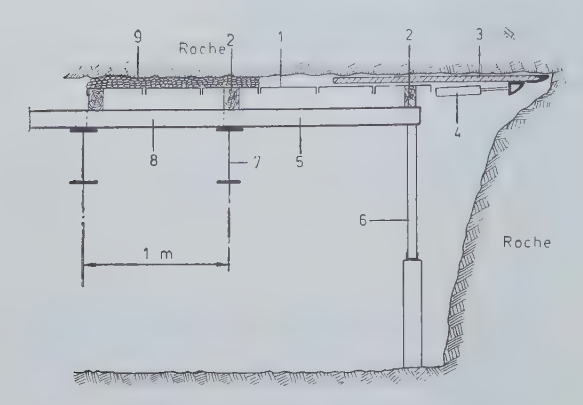
De heer Allard, ingenieur bij de maatschappij Franki, die verantwoordelijk was voor het werk, gaf er de voorkeur aan te werken met stijgende trappen, vertrekkend uit de twee zijdelings gelegen richtgalerijen.

Om het gevaar voor instortingen te verminderen heeft men de afmetingen van de gleuf die over de omtrek van het gewelf gedolven wordt en beide richtgalerijen verbindt zoveel mogelijk beperkt. Op die manier vormt het centrale massief dat voorlopig in het midden van de tunnel ter plaatse blijft een goed steunpunt voor de vijzels en ijzeren stijlen van de ondersteuning. De afstand tussen het centrale massief en het ontblote gesteente in de kroon is ongeveer 1,70 m.

Het kroongesteente in deze gleuf moet zorgvuldig ondersteund worden met een aaneengesloten pantsering die vooruitgaat naarmate het werk vordert.

Le creusement s'effectue à l'aide de palplanches métalliques, de la Société « Commercial Hydraulics », emboîtées les unes dans les autres. Ces palplanches de 25 mm d'épaisseur ont chacune 20 cm de largeur et 150 cm de longueur. Leur extrémité avant est coupée en biseau et recouverte de Verdur. Elles sont poussées contre le terrain au moyen de vérins de 5 t venant prendre appui contre une cornière soudée sur ces palplanches (fig. 11). Chaque palplanche est avancée à tour de rôle à mesure qu'un ouvrier fait la place au marteau-piqueur et qu'un deuxième actionne la pompe alimentant le vérin de poussée correspondant. Après un avancement total de 40 cm, les ouvriers passent à la palplanche voisine.

Het drijfwerk gebeurt met behulp van ijzeren damplanken van de Maatschappij « Commercial Hydraulics » die in elkaar grijpen. Deze planken hebben een dikte van 25 mm, een breedte van 20 cm en een lengte van 150 cm. Hun voorste rand is uitgesneden als een beitel en bedekt met Verdur. Ze worden in het gesteente gedrukt door middel van vijzels met een kracht van 5 t die zich afzetten tegen een op de damplank gelast hoekijzer (fig. 11). Om de beurt wordt elke damplank vooruitgedreven, terwijl een arbeider plaats maakt met de afbouwhamer en een andere de pomp van de overeenstemmende drukcilinder bedient. Na een vooruitgang van 40 cm nemen de werklieden de volgende damplank.



Détail de la pose des « liner-plates » lors du creusement de la voûte. Les palplanches sont avancées dans le terrain au moyen d'un petit vérin à mesure de l'abattage des roches au marteau-piqueur.

Detail betreffende het plaatsen van de « liner-plates » tijdens het drijven en het gewelf. De damplanken worden in het gesteente gedreven met behulp van een kleine vijzel naarmate het gesteente met de afbouwhamer wordt verwijderd.

1. « Liner-plates ».
2. Cales en chêne — Eiken spieen
3. Palplanches — Damplanken
4. Vérins de 5 t — Vijzels van 5 t
5. Poutrelles-coras de 120 mm et 2,50 m de longueur — Voorspanbalken van 120 mm met een lengte van 2,50 m
6. Etançons hydrauliques Wannheim de 100 t — Hydraulische stijlen Wannheim van 100 t
7. Cintres en profil HE 340 B — Bogen in profiel HE 340 B
8. Poutrelles définitives de 120 mm et 97 cm de longueur — Definitieve profielen van 120 mm met een lengte van 97 cm
9. Le vide de 30 mm laissé par le passage des palplanches s'éboule souvent assez vite ; ce vide est remblayé après chaque pose d'un cintre au moyen de gravelles, puis a été injecté de mortier à la fin des travaux — De ruimte van 30 mm die door de damplanken wordt achtergelaten vult zich soms zeer vlug ; na het plaatsen van elke nieuwe boog wordt deze ruimte opgevuld met keien ; bij het beëindigen van het werk wordt ze met mortel geinjecteerd.

Fig. 11

Les palplanches prennent appui à l'arrière contre un premier revêtement métallique continu, formé de tôles embouties (dénommées « liner-plates », de la Société « Commercial Hydraulics ») de 7 mm d'épaisseur, de 40 cm de largeur et de 90 cm de longueur comme on peut le voir aux figures 11 et 12. Toutes ces tôles d'un poids de 35 kg sont soigneusement boulonnées les unes aux autres.

Cette voûte métallique formée de tôles jointives prend appui à sa partie inférieure sur les massifs de piédroits et est soutenue par de nombreux étançons Wannheim de 40 t callés contre le massif central (fig. 13).

Après un avancement de 40 cm d'un groupe de palplanches voisines sur une largeur suffisante, on boulonne une nouvelle tôle ou liner-plate. Après le placement de cette tôle, on avance une poutrelle-cora de 120 mm, de 2,50 m de longueur, (fig. 11) qui repose à l'arrière sur les derniers cintres métalliques; une cale en bois est placée entre la dernière tôle placée et la

Achterwaarts steuren de damplanken op een eerste ijzeren aaneengesloten bekleding bestaande uit geprofileerde platen (zo genaamde « liner-plates » van de Maatschappij « Commercial Hydraulics ») met een dikte van 7 mm, een breedte van 40 cm en een lengte van 90 cm zoals men ziet op de figuren 11 en 12. Al deze platen, met een gewicht van 35 kg, worden zorgvuldig aan elkaar geschroefd.

Dit metalen gewelf, gevormd uit aaneensluitende platen, steunt met zijn onderste rand op de massieven der steunberen, en wordt gestut met een groot aantal stijlen Wannheim van 40 t die zelf rusten op het centrale massief (fig. 13).

Nadat een groep naast elkaar gelegen damplanken over een voldoende breedte 40 cm zijn vooruigekomen, brengt men een nieuwe plaat of liner-plate aan. Nadien brengt men een voorspankap van 120 mm-profiel aan (fig. 11) met een lengte van 2,50 m, die aan de achterzijde rust op de laatste ijzeren bogen. Men steekt

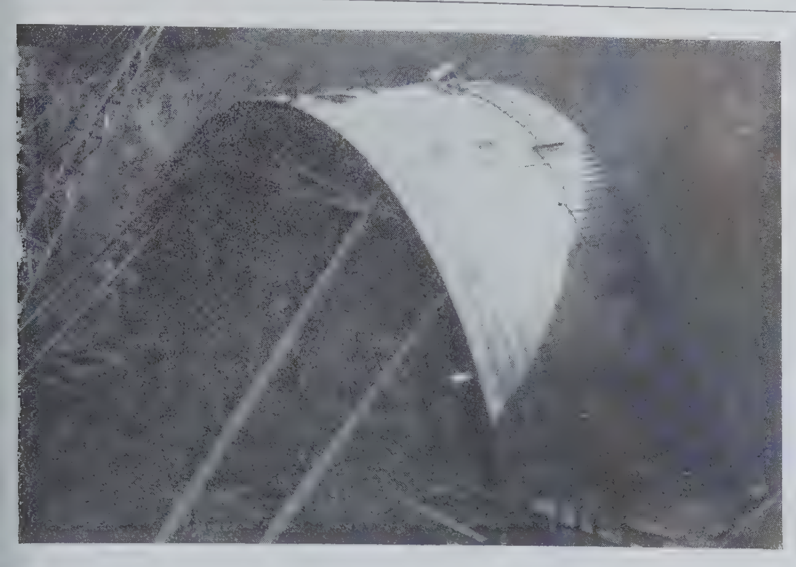


Fig 12

Début du creusement de la saignée, ce qui permet de voir la série de palplanches qui seront poussées contre le terrain au moyen de vérins. On remarque aussi la voûte continue en « liner-plates » qui sera soutenue par des poutrelles reposant sur les cintres métalliques.

Aanvang van het drijven van het gleuf ; men ziet hier de reeks damplanken die met behulp van vijzels tegen het gesteente moeten gedrukt worden. Men ziet ook het aaneengesloten gewelf van « liner-plates » dat zal ondersteund worden met profielen die op de ijzeren bogen rusten



Fig. 13

Photo prise à front montrant les étançons Wannheim soutenant les poutrelles-coras.

Foto genomen aan het front ; men ziet de stijlen Wannheim die de voorspanbalken ondervangen.

poutrelle de 120 mm, puis on pose un étançon entre cette poutrelle et le terrain. Les poutrelles-coras de 120 mm sont placées, soit tous les 0,50 m, soit tous les mètres suivant l'état des roches.

Tous les mètres, on pose un cintre métallique, qui reprend les poutrelles-coras de 120 mm. Ce cintre métallique rigide, en profil 340, est formé de trois éléments assemblés par éclisses et couvre-joints. Les pieds du cintre sont boulonnés et scellés aux massifs des piédroits. Le cintre est relié au précédent au moyen de tirants et de poussards.

een houten spie tussen de laatst aangebrachte plaat en het profiel van 120 mm. Naargelang de toestand van het gesteente worden de voorspankappen om de halve meter of om de meter gezet.

Om de meter plaatst men een ijzeren boog die de voorspankappen van 120 mm opvangt. Deze starre metalen boog, uitgevoerd in profielen van 340 mm, bestaat uit drie delen die met behulp van lasplaten en strippen samengevoegd worden. De voet van deze bogen zit vastgemetst en -geschroefd aan de massieven van de steunberen. Iedere boog wordt aan de voorgaande verbonden door middel van trekkers en stoters.

Voor het plaatsen van de boogelementen gebruikt men een giek die op een wagen zit en zich voortbeweegt over twee profielen die zelf opgehangen zijn in de kroon van de reeds geplaatste bogen (fig. 14).



Fig. 14

Bras mobile roulant sur deux rails fixés en couronne, utilisé pour la pose des éléments d'un cintre I de 340 mm.

Beweegbare mast die rolt over twee in de kroon vastgemaakte sporen en gebruikt wordt voor het plaatsen van de I-profielen van 340 mm van een boog.

La pose des éléments du cintre est effectuée au moyen d'un bras mobile fixé à un chariot suspendu et glissant sur deux poutrelles fixées à la clef des cintres placés (fig. 14).

L'extrémité de ce bras mobile saisit l'élément de cadre, d'un poids de 1,5 t, en son centre de gravité au moyen d'une pince, ce qui permet d'orienter facilement la poutrelle lors de sa pose. Ce bras est télescopique et peut tourner dans son plan grâce à un vérin.

Après le placement d'un cintre, on pose sur les deux derniers cintres placés les poutrelles définitives de 120 mm et de 97 cm de longueur en les intercalant entre les poutrelles-coras qui ont aussi 120 mm. Les poutrelles définitives de 120 mm sont calées contre les « liner-plates » au moyen de coins en bois. On enlève ensuite les étançons de calage puis on remplit le vide de 30 mm d'épaisseur laissé entre le terrain et la voûte en liner-plates par le passage des palplanches, au moyen de gravillons injectés par des trous prévus à cet effet dans les liner-plates.

Le remplissage parfait de ce vide est indispensable si l'on veut éviter d'une part tout mouvement de détente des terrains autour du tunnel et surtout pour éviter tout dégât aux habitations et aux routes situées à l'aplomb du tunnel.

L'injection est effectuée par une pompe du type Placy à air comprimé; on injecte des gravelles 2/8 roulées et lavées.

De nombreux essais ont été effectués pour trouver le mélange le plus adéquat. Des essais ont entre autres été effectués d'abord avec du sable blanc et du sable du Rhin bien secs. Le sable projeté ne pénétrant pas assez profondément dans le vide annulaire, il se formait rapidement un bouchon pour le passage ultérieur des produits.

Le diamètre des conduites d'injection était de 30 mm; on injectait par un trou ménagé dans une plaque sur sept. Les coudes de la tuyauterie étaient lisses pour éviter toute usure prématurée; la tuyauterie ne pouvait avoir aucun point d'étranglement.

Le creusement et la pose de la voûte ont été effectués en 3 postes par jour avec un personnel de 12 hommes par poste.

Afin d'augmenter la résistance des piédroits en béton, il a été décidé de maintenir intact le soutènement des deux galeries pilotes en n'enlevant pas les poutrelles de couronne à ce moment-là. Un massif de roche de 1,30 m de hauteur a été laissé au-dessus des massifs de béton des piédroits (voir coupe B-B et C-C, fig. 8). Seuls des trous étaient creusés dans le massif pour le passage des extrémités inférieures des poutrelles du cintre.

Les ouvriers étaient répartis en quatre fronts sur le pourtour de la saignée, les deux fronts supérieurs étant situés 1 m en avant des deux fronts inférieurs. Les ouvriers des fronts inférieurs étaient protégés de la chute des pierres par un solide para-pierres incliné formé par une double épaisseur de madriers de 20 cm

Het uiteinde van deze giek grijpt het boogelement, dat 1,5 t weegt, met behulp van een tang in het zwaartepunt; zodoende kan men het profiel zonder moeite oriënteren tijdens het plaatsen. Deze giek is telescopisch en kan in haar vlak draaien dank zij een vijzel.

Nadat een boog aangebracht is plaatst men op de laatste twee bogen de definitieve profielen van 120 mm met een lengte van 97 cm; men zet ze tussen de voorspankappen die eveneens 120 mm hoog zijn. De definitieve profielen van 120 mm worden tegen de liner-plates opgespannen door middel van houten wiggen.

Vervolgens neemt men de stutten weg en vult men de opening van 30 mm tussen de stenen en de liner-plates, die nodig was voor de damplanken, aan met grind die ingespoten wordt langs openingen die daartoe in de liner-plates gelaten zijn.

Het volledig vullen van deze ruimte is nodig zo men elke ontspanning van het gesteente rond de tunnel wil voorkomen en vooral zo men elke beschadiging wil vermijden aan woningen en wegen boven de tunnel.

Het injecteren gebeurt met een persluchtpomp type Placy; men gebruikt gewassen rolkeien 2/8.

Men heeft talrijke proeven uitgevoerd om het beste mengsel te vinden. De eerste proeven werden onder meer gedaan met wit zand of rijnzand dat goed gedroogd was. Aangezien het geprojecteerde zand niet ver genoeg in de ruimten doordrong ontstond er vlug een stop die de verdere doorstroming tegenhield.

De injectieleidingen hadden een doormeter van 30 mm; men injecteerde langs openingen die in één plaat op zeven werden gemaakt. Om vroegtijdige sleet te voorkomen maakte men de bochten in de leiding glad; in de leiding mocht geen enkele vernauwing voorkomen.

Het drijven en bekleden van het gewelf gebeurde gedurende drie diensten per dag met een bezetting van 12 man per dienst.

Ten einde de weerstand van de betonnen steunberen te verhogen had men besloten de ondersteuning van de richtgalerij onaangeroerd te laten en de profielen in de kroon vooralsnog niet weg te nemen. Een steenmassief met een hoogte van 1,30 m werd ter plaatse gelaten boven de betonmassieven van de steunberen (zie doorsneden B-B en C-C, fig. 8). In het massief werden enkel de gaten gemaakt die nodig waren om de onderste uiteinden van de bogen van het ondersteuningsprofiel doorgang te verlenen.

De werklieden waren verdeeld over vier groepen verspreid langs de omtrek van de gleuf; de bovenste twee fronten bleven 1 m voor op de onderste. De werklieden van de onderste groepen werden tegen steenval beschermd door een stevig schuin opgesteld steenschild, bestaande uit een dubbele laag balken met een dikte van 20 cm, steunend op twee horizontale stijlen en een gleuf in het front.

d'épaisseur prenant appui sur deux étançons horizontaux et dans une saignée à front.

Les déblais, jetés dans le fond des deux saignées, étaient chargés à mesure par les petites chargeuses à godet montées sur pneus, utilisées auparavant pour le creusement des deux galeries-pilotes (fig. 15).

Il est certain que la nécessité de creuser la voûte lentement à l'abri d'un rideau de palplanches ne permettait pas de réaliser de grands avancements et a entrainé un retard dans le timing des travaux.

Afin de rattraper ce retard, la S.N.C.B. avait demandé de continuer le creusement de la voûte en protégeant le terrain à mesure de sa mise à découvert par un gunitage. Cet essai a dû être rapidement abandonné car après quelques heures les terrains s'éboulaient par suite de l'épaisseur trop faible de la couche de béton projeté.

De stenen werden op de bodem van beide gleuven gestort en vervolgens geladen met de kleine emmerlaadmachines op luchtbanden, die voorheen gebruikt waren geweest voor het drijven van de richtgalerijen (fig. 15).

Het staat vast dat het langzaam drijven van het gewelf onder de bescherming van een scherm van damplanken een grote vooruitgang onmogelijk maakte en een zekere vertraging heeft veroorzaakt in de uitvoering van het programma.

Om deze vertraging in te lopen had de N.M.B.S. gevraagt het drijven van het gewelf voort te zetten en het gesteente vervolgens dat het ontbloot werd te beschermen met behulp van een laag guniet. Men heeft deze proef na korte tijd moeten opgeven daar het dak instortte gezien de laag guniet te dun was.



Fig. 15

Creusement de la saignée annulaire ; on aperçoit en couronne à front les étançons Wannheim soutenant les poutrelles coras, ainsi que la machine de pose des cintres. Le chargement des déblais dans les deux tranchées latérales est effectué au moyen d'une chargeuse à godet sur pneus.

Het drijven van een ringvormige gleuf ; men ziet in de kroon aan het front de stijlen Wannheim die de voorspankappen ondersteunen alsook de machine voor het plaatsen van de bogen. Het laden van de stenen in de beide zijdelings geplaatste grachten gebeurt met een emmerlaadmachine op luchtwielen.

43. *Enlèvement des terres du stot central*

L'enlèvement des terres du stot central s'effectue en plusieurs étapes.

a) A 15 m en arrière du front d'attaque de la voûte, les roches sont abattues et chargées jusqu'à 1,30 m au-dessus des massifs de piédroits au moyen d'un track-excavator (fig. 16) sur chenilles, qui enlève facilement les roches fortement altérées. Le front de travail est incliné. Les déblais sont évacués par un transporteur à courroies jusqu'au point de chargement en camions. Le volume de roches en place

4.3. *Het wegnemen van het centrale massief*

Het wegnemen van het centrale massief gebeurt in verschillende fazen.

a) 15 m achter het front van het gewelf wordt het gesteente weggenomen tot op 1,35 m boven het peil van de steunbeermassieven met behulp van een track-excavator (fig. 16) op rupskettingen, die met het wegnemen van de sterk verweerde rotsen geen moiete heeft. Het werkfront ligt hellend. De stenen worden op een vervoerband naar het punt gebracht waar ze in vrachtwagens komen. Dit toestel laadt

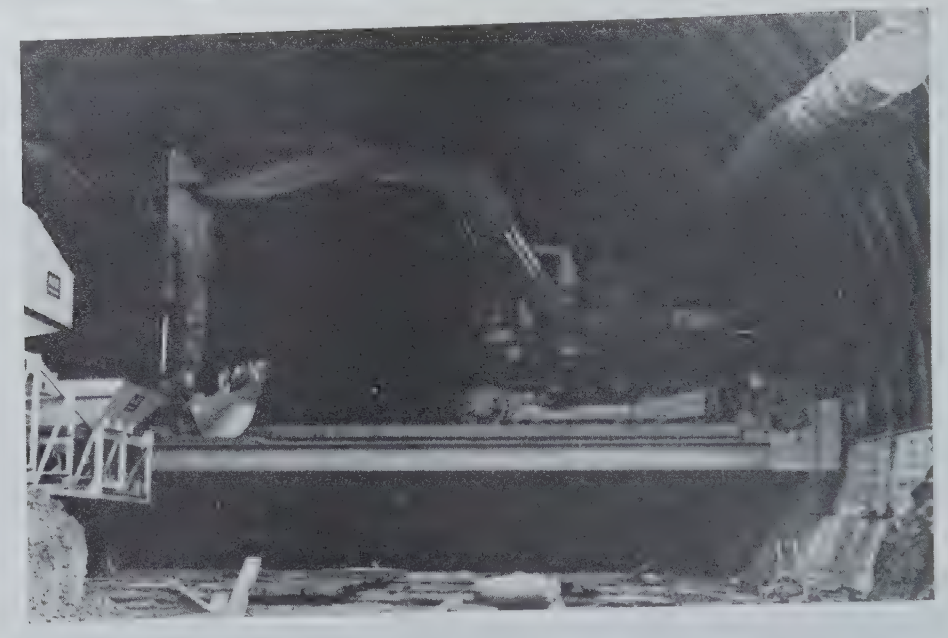


Fig. 16

Track-excavator monté sur chenilles utilisé pour le chargement des déblais du stot central.

Track-excavator op rupskettingen die gebruikt wordt voor het laden van de stenen van het centrale massief.

chargé par cet engin est de 150 m³/jour, ce qui correspond à un avancement de 2 m.

b) A 40 m en arrière du front, les roches du radier sont chargées et enlevées par une pelle à godet Poclain sur chenilles roulant sur un jeu de grosses poutrelles prenant appui sur les deux massifs de piédroits. Le bord d'attaque du godet a été renforcé et armé de pics pour attaquer et briser le massif de roches du radier.

Les déblais sont également évacués vers l'arrière par un transporteur à courroies fixé à deux petits ponts roulants. Le volume de roches en place chargé par cet engin est de 250 m³/jour, ce qui correspond à un avancement de 5 m. Le personnel nécessaire à ce travail a été de 4 hommes/poste en 2 postes de travail.

44. *Creusement et revêtement du radier*

Dès que les déblais sont suffisamment enlevés, on cale un étançon d'une capacité de 100 t entre les deux massifs de piédroits. Ces étançons sont placés tous les 2 m à la base de ces massifs.

On enlève ensuite à mesure de l'avancement la poutrelle de couronne du revêtement des deux galeries pilotes et on coupe au chalumeau la partie supérieure de la poutrelle de paroi située du côté de l'axe du tunnel.

Dès que le creusement du fond du radier est achevé sur une passe de 1 m, on pose des tôles ondulées sur le sol, puis on place un cintre métallique contre les tôles. Ces cintres sont formés de deux éléments cintrés en profil 340, reliés par éclisses et couvre-joints. Les

per dag 150 m² vast gesteente; deze hoeveelheid komt overeen met een vooruitgang van 2 m.

b) 40 m achter het front wordt het gesteente van de bedding weggenomen en opgeladen door een schep-lader Poclain op rupskettingen; deze machine loopt over een stel zware balken die zelf op de massieven der steunberen rusten. De snijkant van de lader Poclain werd versterkt en voorzien van beitels, waarmee hij het rotsmassief van de bedding kan bewerken en breken.

De stenen worden eveneens naar achter gebracht met behulp van een vervoerband die aan twee rolbruggen hangt. Dit toestel laadt 250 m³/dag vast gesteente, hetgeen overeenkomt met een vooruitgang van 5 m. Dit werk vergde twee diensten per dag en 4 man per dienst.

44. *Drijven en bekleden van de bedding.*

Zohaast de stenen voldoende verwijderd zijn spant men een stijl van 100 t tussen de twee massieven der steunberen. Deze stijlen worden om de twee meter geplaatst tussen de basissen der massieven.

Vervolgens neemt men naargelang van de vooruitgang de twee kroonprofielen van de bekleding in de twee richtgalerijen weg en van het wandprofiel aan de kant van de tunnelas brandt men het bovenste deel weg.

Zohaast de bodem van de bedding gevormd is over een afstand van 1 m plaatst men op deze bodem gegolfde platen en legt men op deze platen een ijzeren boog. Deze bogen zijn gevormd uit twee gebogen profielen van 340 mm, aan elkaar gemaakt door middel van lasplaten en strippen. De uiteinden van deze bogen

extrémités de ces cintres sont scellées et boulonnées dans les logements prévus à la base des massifs de piédroits.

Le vide entre les cintres et les tôles ondulées est soigneusement bétonné.

45. *Bétonnage de l'anneau intérieur*

Après l'achèvement de la pose en plusieurs étapes du soutènement métallique commence le bétonnage de l'anneau intérieur du tunnel, qui s'opère en deux phases se suivant de près.

Le radier est d'abord bétonné (fig. 17) par tronçons de 4 m de largeur à l'aide d'un coffrage métallique (voir coupe EE, fig. 8).

worden vastgeankerd en geschroefd in openingen die daartoe in de voet van de massieven gelaten werden.

De ruimten tussen de bogen en de gevolgde platen wordt zorgvuldig betonneerd.

45. *Het betonneren van de binnenste ring*

Nadat de verschillende fazen van het plaatsen der metalen ondersteuning beëindigd zijn begint men met het betonneren van de binnenste ring van de tunnel, hetgeen ook gebeurt in twee fazen die kort op elkaar volgen.

Vooreerst wordt de bedding gebetonneerd (fig. 17) in stukken met een breedte van 4 m en met behulp van een metalen bekisting (zie doorsnede EE op fig. 8). fig. 8).



Fig. 17

Tunnel après le bétonnage du radier.

De tunnel na het betonneren van de bedding.

Le coffrage de la partie supérieure de l'anneau est fixé sur un échafaudage métallique roulant sur des redents prévus dans le radier bétonné (voir coupe FF, fig. 8). Cet échafaudage sert aussi de plancher pour la pose des armatures. La longueur de ce coffrage est de 8 m.

Le bétonnage est effectué par une pompe Schwing placée à l'entrée du tunnel, qui a un débit de 20 m^3/heure à une pression maximale de 180 kg/cm^2. Le béton est envoyé par une conduite métallique de 150 mm de diamètre jusqu'à l'échafaudage. Cette tuyauterie est terminée par un flexible de 1 m de longueur et 2 cm d'épaisseur de paroi qui est introduit dans des ouvertures ménagées dans le coffrage. Ces ouvertures sont obturées à mesure de la montée du béton dans le coffrage.

De bekisting van het bovenste gedeelte van de ring rust op een ijzeren stelling die zich voortbeweegt over ribben die in het beton van de bedding gemaakt zijn (zie doorsnede FF op fig. 8. Deze stelling dient tevens als werkvloer tijdens het plaatsen van de bewapening ; de bekisting in 8 m lang.

Het betonneren gebeurt met een Schwing-pomp aan de tunnelingang, met een uurdebiet van 20 m^3 en een maximale druk van 180 kg/cm^2. Het beton gaat door een metalen buis met een doormeter van 150 mm tot aan de stelling. Ze eindigt in een slang van 1 m lengte en een wanddikte van 2 cm die men in de daartoe bestemde openingen in de bekisting steekt. Naarmate het beton achter de bekisting stijgt worden deze openingen dichtgemaakt.



Fig. 18

Vue du coffrage métallique mobile pour le bétonnage de la partie supérieure de la voûte.

Zicht op de beweegbare metalen bekisting gebruikt voor het betonneren van het bovenste deel van het gewelf.

Le bétonnage de la clef de voûte est réalisé par une tuyauterie fixée contre la face intérieure du coffrage métallique. Cette tuyauterie possède quatre tiroirs qui permettent de régler la progression du bétonnage dont l'avancement est contrôlé par des trous de visite. En réalité, un seul de ces tiroirs a été utilisé par passe de 8 m.

46. *Injection de mortier derrière les liner-plates.*

Avant le bétonnage de l'anneau intérieur, une série de tuyauteries ont été placées, destinées à l'injection de mortier dans le vide entre les liner-plates et le terrain, rempli antérieurement déjà de gravelles.

La pression du produit injecté ne peut dépasser 10 kg/cm² suivant les prescriptions des Chemins de Fer.

La composition qui a donné les meilleurs résultats est la suivante :

— 130 litres d'eau;
— 150 kg de ciment sursulfaté;
— 130 kg de sable jaune;
— 5 kg de bentonite.

5. Conclusions

Ce travail a pu être mené à bonne fin, sans aucun éboulement malgré la très mauvaise qualité des roches traversées.

Voor het betonneren van de sluitsteen van het gewelf gebruikt men een leiding die bevestigd wordt aan de binnenkant van de ijzeren bekisting. Deze leiding bevat vier schuiven voor regeling van de vooruitgang van het betonneren, waarvan de vordering langs kijkgaten gecontroleerd wordt. In werkelijkheid wordt er één van deze schuiven gebruikt per pas van 8 m.

46. *Het inspuiten van mortel achter de liner-plates.*

Vooraleer de binnenring gebetonneerd wordt, werd een aantal buizen geplaatst voor het injecteren van mortel in de ruimte tussen de liner-plates en het gesteente, welke ruimte reeds vroeger opgevuld werd met keien.

Volgens de voorschriften van de Spoorwegen mag de druk bij het injecteren niet boven de 10 kg/cm² gaan.

De beste resultaten werden bekomen met de volgende samenstelling :

— 130 liter water;
— 150 kg overgesulfateerde cement;
— 130 kg geel zand;
— 5 kg bentoniet.

5. Besluiten

Ondanks de zeer slechte hoedanigheid van het gesteente kon dit kunstwerk tot een goed einde gebracht worden zonder één enkele instorting.

Cette exactitude dans la découpe de l'excavation a permis de réduire au minimum les quantités de mortier et de béton injectées.

Un tassement de 2 à 3 cm et même localement de 10 cm a été constaté au sommet de la colline, à l'aplomb du tunnel. Ce tassement doit être attribué, en partie, au vide d'au moins 3 cm d'épaisseur laissé entre le terrain et les liner-plates, par le passage des palplanches. Ce vide était déjà envahi par les éboulis avant l'injection de gravelles qui suivait le placement de chaque cintre métallique.

* * *

Nous remercions la Société des « Pieux Franki » et la Société Nationale des Chemins de Fer Belges de nous avoir autorisés à publier un compte rendu sur le travail de creusement du tunnel de Huy.

Nous tenons à féliciter et à remercier spécialement Monsieur Allard, Ingénieur, Chef de Service aux Pieux Franki, qui a mené à bonne fin ce chantier très difficile et qui nous a beaucoup aidés pour la rédaction de ces notes.

Dank zij de nauwkeurigheid waarmee het drijfwerk werd verricht kon een minimale hoeveelheid mortel en beton volstaan.

Een verzakking van 2 tot 3 cm en plaatselijk zelfs van 10 cm kon op de top van de heuvel vastgesteld worden, vlak boven de tunnel. Deze verzakking moet althans gedeeltelijk toegeschreven worden aan de opening met een dikte van 3 cm die gelaten wordt tussen het gesteente en de liner-plates voor het doorlaten van de damplanken. Deze opening was reeds door breukstenen ingenomen voor de keien, onmiddellijk na het plaatsen van de ijzeren ondersteuning, konden aangebracht worden.

* * *

Wij danken de Maatschappij « Pieux Franki » en de Nationale Maatschappij der Belgische Spoorwegen die ons toegestaan hebben een verslag te publiceren over het drijven van de tunnel te Huy.

Onze bijzondere gelukwensen en dank aan dhr Allard, Ingenieur Diensthoofd bij Pieux Franki, die dit moeilijk werk tot een goed einde gebracht heeft en ons voortreffelijk geholpen heeft bij het opstellen van onze nota.

Contribution à l'élimination des niches
Scrapage appliqué aux voies de tête des chantiers mécanisés

R. BERWART,
Ingénieur en Chef Adjoint

J. LOTIN,
Ingénieur Divisionnaire

M. COPPEE,
Chef du Service Mécanique

S.A. des Charbonnages Réunis de Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau

---

RESUME

L'article décrit la solution apportée par la S.A. des Charbonnages du Roton au problème de l'avancement des voies de tête creusées en avant du front des tailles à rabot en couches minces.

Les voies de base suivent aisément l'avancement de ces tailles grâce à une mécanisation judicieuse : scrapage des terres par houe et déversement sur le convoyeur répartiteur doté d'une rampe à cet effet. Ainsi les voies de base, à section utile de 9,86 m² peuvent être creusées à raison de 1,80 m par poste de 3 hommes + 1 boutefeu disposant de 3 perforateurs.

Le creusement des voies de tête, au contraire, freinait la progression des tailles à rabot car, faute de mieux, le chargement des terres devait se faire à la pelle. L'avancement, en section utile de 8,43m² atteignait péniblement 2 m en 2 postes de 2 hommes ou au maximum 2,20 à 2,40 m en 2 postes de 3 hommes équipés de 2 perforateurs. Le 3ième poste n'est pas utilisable, car réservé aux travaux mécaniques en taille.

Pour passer ce handicap, la S.A. des Charbonnages du Roton s'est attachée à adapter au chargement en voie de tête le matériel bien éprouvé en voie de base, et elle a réussi. Le matériel comprend principalement :

- *Le treuil électrique classique, monté dans la voie 4 à 12 m en arrière de la tête motrice du blindé et du rabot, sur patins arrimés aux cadres de voie.*
- *Une rampe liée à la face de cette tête motrice côté front. Elle fut fortement améliorée au cours des essais. Bien profilée, elle assume un chargement*

SAMENVATTING

In het artikel wordt beschreven hoe de N.V. Charbonnages du Roton het probleem van de vooruitgang heeft opgelost in de voorgedreven kopgalerijen van schaafpijlers in dunne lagen.

De voetgalerijen kunnen de vooruitgang in deze pijlers gemakkelijk volgen dank zij een aangepaste mechanisering : de stenen worden geschraapt met een bak en overgestort op de verdeeltransporteur die daarvoor uitgerust wordt met een hellend vlak. Op die manier bereikt men in de voetgalerijen met een nuttige sectie van 9,86 m² een vooruitgang van 1,80 m per dienst met drie arbeiders en een schietmeester, die over drie boorhamers kunnen beschikken.

Het front van de kopgalerijen betekende daarentegen een rem voor de schaafpijlers omdat men de stenen bij gebrek aan beters met de schop moest laden. Met een nuttige sectie van 8,43 m² kwam men met moeite tot een vooruitgang van 2,20 tot 2,40 m in twee diensten telkens met 3 arbeiders en 2 voorhamers. Tijdens de 3e dienst kan het werk niet bezet worden omdat deze dienst voorbehouden is voor het mechanisch onderhoud in de pijler.

Om deze moeilijkheid ongedaan te maken heeft de N.V. Charbonnages du Roton zich ingespannen om het materieel dat aan de pijlervoet met succes gebruikt wordt aan te passen voor de kopgalerij, en zij is daarin gelukt. Dit materieel bestaat hoofdzakelijk uit het volgende :

- *De klassieke elektrische lier, die in de galerij opgesteld wordt op 4 tot 12 m achter de aandrijfkop van pantser-transporteur en schaaf, op schaatsen die aan de ramen vastgelegd worden.*
- *Een hellend vlak dat aan de frontzijde aan deze aandrijfkop wordt bevestigd. Dit vlak werd in de*

complet, permettant le ripage du blindé sur deigne bien nettoyé. Lors du ripage, elle se relève. En cas de front de taille oblique par rapport à la voie, elle reste parallèle à l'axe de la voie. Ces deux fonctions, assurées par charnières au début, sont dorénavant confiées à une rotule qui permet en outre d'incliner la rampe suivant la pente de la couche.

— *Une houe de dimensions réduites (450 litres) adaptée à la rampe.*

Ce matériel a été expérimenté dans une voie de tête en couche de 0,90 m d'ouveture, pentée à 7°. Dans une section de 8,43 m² avec cadres espacés de 0,75 m et 2 postes de 2 hommes, le rendement au creusement a doublé : 78,9 cm/Hp contre 39,4 cm/Hp lors de l'évacuation à la pelle.

Dans les voies de tête en avant des tailles à rabot de faible ouverture, on peut donc envisager des avancements journaliers de plus de 3 m en 2 postes, avec rendement satisfaisant, moyennant l'introduction d'un matériel simple et peu coûteux.

loop der proeven sterk verbeterd. Dank zij zijn profiel worden de stenen volledig geladen en kan de transporteur over een goed gereinigde vloer worden opgeschoven. Bij dit schuiven wordt het hellend vlak opgelicht. Wanneer het front schuin staat ten opzichte van de galerij blijft het hellend vlak evenwijdig met de as van de galerij. Voor deze twee gevallen was er aanvankelijk een scharnier, maar deze werd vervangen door een kogelgewricht, zodat het hellend vlak bovendien ook de helling van de laag kan volgen.

— *Een bak met kleinere afmetingen (450 liter) die aan het hellend vlak aangepast is.*

Dit materieel werd uitgetest in een kopgalerij in een laag met een opening van 0,90 m en een helling van 7°. Met een sectie van 8,43 m², 0,75 m asafstand tussen de ramen, werd het effect met twee man per dienst en gedurende twee diensten verdubbeld : 78,9 cm/md tegen 39,4 cm/md met de schop.

Men kan dus voor kopgalerij van schaafpijlers in dunne lagen rekenen op een vooruitgang van meer dan 3 m per dag in twee diensten, en dit met een bevredigend effect, met materieel dat eenvoudig is en niet duur.

INHALTSANGABE

In dem Aufsatz wird beschrieben, wie man auf der Zeche Roton das Problem des Auffahrens der Kopfstrecken beim Abbau geringmächtiger Flöze mit dem Hobel gelöst hat.

Durch planvolle Mechanisierung der Vortriebsarbeit konnten die Grundstrecken dem Abbaufortschritt ohne Schwierigkeiten folgen. Die Streckenberge werden von einem Schrapper auf den Ladepanzer gefördert, der hierzu mit einer Auflauframpe ausgerüstet ist. Auf diese Weise können drei Mann und ein Schiessmeister mit drei Bohrern in einer Schicht 1,80 m Strecke mit einem lichten Querschnitt von 9,86 m² auffahren.

Einen Engpass dagegen, der den Abbaufortschritt hemmte, stellte der Vortrieb der dem Streb vorausgesetzten Kopfstrecke dar, wo man wohl oder übel das Haufwerk mit der Schaufel wegladen musste. Hier kam man bei einem lichten Querschnitt von 8,43 m² mit Mühe und Not in zwei Schichten mit je zwei Mann auf einen Fortschritt von 2 m oder bestenfalls auf 2,20 - 2,40 m, falls man den Betriebspunkt mit drei Mann belegte und zwei Bohrer einsetzte. Die dritte Schicht steht für den Streckenvortrieb nicht zur Verfügung ; sie muss Nebenarbeiten im Streb vorbehalten bleiben.

Zur Ueberwindung dieser Schwierigkeiten versuchte man mit Erfolg, das in der Grundstrecke eingesetzte Material so weiterzuentwickeln, dass es auch in der Kopfstrecke verwendet werden kann. Im einzelnen handelt es sich dabei um folgende Teile :

— *Ein auf Kufen gelagerter normaler elektrischer Haspel wird 4-12 m hinter dem Antrieb des Panzer-*

SUMMARY

The article describes the solution discovered by the Roton Collieries Ltd. to the problem of advance in top roads driven ahead of the ploughed coal-faces in thin seams.

The bottom roads can easily follow the advance of these faces thanks to judicious mechanization : scraping of the debris and pouring onto the stage loader, fitted with a ramp for this purpose. Thus the bottom roads, with finished cross-section of 9.86 m² may be driven at a rate of 1.80 m per 3-man shift + 1 shotfirer, with 3 jack-hammers.

The driving of top roads, on the contrary, used to impede the progress of the ploughed faces as, for lack of a better solution, the rocks had to be loaded by shovel. The advance, with finished cross-section of 8.43 m² barely reached 2 m in two 2-man shifts, or at the most, 2.20 to 2.40 in two 3-man shifts, with two jack-hammers. The 3rd shift could not be used, as it was reserved for mechanical work at the face.

To overcome this handicap, the Roton Collieries Ltd. strove to adapt to top roads the material that had been thoroughly tested in bottom roads, and they succeeded. The material consists mainly of :

— *The orthodox electric hoisting winch, assembled in the road 4 to 12 m behind the drive-head of the*

förderers und des Hobels in der Strecke montiert und am Streckenausbau angeschlagen.

— *An der Vorderseite des Antriebs wird eine Rampe angebracht, die im Laufe der Versuche erheblich verbessert werden konnte. Bei richtiger Ausbildung ihres Profils kann man über diese Rampe das gesamte Haufwerk wegladen und den Panzerförderer auf der glatten Sohle ohne Schwierigkeiten rücken. Während des Rückvorganges wird die Rampe angehoben. Verläuft die Strebfront schräg zur Strecke, so wird die Rampe so geschwenkt, dass ihre Längsachse der Streckenachse parallel ist. Anfangs waren an der Rampe Scharniere angebracht, die ihr die erforderliche Beweglichkeit gaben. Später ging man zu einem Kugelgelenk über, so dass man die Neigung der Rampe dem Einfallen des Flözes anpassen kann.*

— *Zum Zusammenspiel mit der Laderampe wurde ein Schrapper von begrenzten Abmessungen mit einem Fassungsvermögen von 450 l entwickelt.*

Diese Ausrüstung wurde in der Kopfstrecke eines 90 cm mächtigen und mit 7° einfallenden Flözes erprobt. Bei einem lichten Querschnitt von 8,43 m² und einem Bauabstand von 75 cm gelang es, in zwei Schichten zu je zwei Mann die Auffahrleistung zu verdoppeln : von 39,4 cm MS bei Schaufelarbeit auf 78,9 cm.

Mit einem einfachen und wenig kostspieligen Material kann man also in Kopfstrecken, die Hobelstreben von geringer Mächtigkeit vorgesetzt sind, einen täglichen Auffahrfortschritt von mehr als 3 m in zwei Schichten bei angemessenen Auffahrleistungen erzielen.

armoured flexible conveyor and the plough, on skids secured to the road arches.

— *A ramp linked to the face of this drive-head on the coalface side. It was greatly improved during the tests. It is a good structure and assumes a complete load, allowing the pushing over of the armoured flexible conveyor on a very clean floor. During the pushing over it rises. If the coal face is oblique to the road, it remains parallel to the axis of the road. These two functions, which were at first ensured by hinges, are henceforth performed by a small ball joint, which also enables the ramp to be inclined according to the gradient of the seam.*

— *A scraping tool of limited dimensions (450 litres), fitted to the ramp.*

This material has been tested in a top road in a seam 0,90 m thick, with a gradient of 7°. In a cross-section of 8.43 m² with arches situated at 0.75 m intervals and two 2-manshifts, the driving output doubled : 78.9 cm/manshift as against 39.4 cm/manshift with evacuation by shovel.

In the top roads ahead of the ploughed faces with small cross-section, it is hence possible to plan daily advances of over 3 m in 2 shifts, with a satisfactory output, by the introduction of simple, cheap material.

I. GENERALITES

Le creusement des niches en tailles à convoyeur blindé et rabot a toujours constitué un obstacle à l'avancement rapide de ces chantiers. Là où le creusement des voies en avant du front s'avère possible, l'élimination des niches s'obtient automatiquement en logeant les têtes motrices dans les galeries de tête et de pied. En taille chassante, le problème d'avancement rapide des niches devient alors un problème de progression accélérée des galeries. Bien résolu la plupart du temps pour la voie de base, il est demeuré souvent sans réponse valable pour les galeries de tête. L'application décrite ci-après y apporte une solution et celà par des moyens simples et peu coûteux, d'une mise en œuvre très facile.

La Société Anonyme des Charbonnages de Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau exploite, par son siège central Ste-Catherine, un gisement en dressants situé au-dessus de la faille du Centre et un gisement en plateures et semi-dressants sous cette faille. L'abattage par rabot-ancre s'est largement répandu dans ce dernier gisement.

Dès le début de la mécanisation de nos chantiers en 1962, nous nous sommes efforcés de réduire, dans la mesure du possible, les dimensions des niches d'extrémités de taille. C'est dans ce but que les têtes motrices de convoyeur blindé et rabot sont en général placées dans les voies du chantier. Une exception cependant : les têtes motrices supérieures des chantiers en semi-dressants (25° à 40°) sont amarrées à des ancrages hydrauliques et disposées classiquement en taille.

Les chantiers sont chassants, l'état des terrains encaissants permet, en général, et moyennant une densité suffisante des cadres de soutènement (entr'axe normal de 0,625 m), un creusement des voies en avant du front de taille. De ce fait, la voie de base devance le front de 20 à 30 mètres et est équipée pour le chargement des terres d'une installation de scrapage : treuil de raclage électrique Joy de 23 kW, placé sur un support indépendant de la rampe de chargement et surplombant le convoyeur répartiteur; houe Breschard type lourd R 6 A de 650 litres; rampe de chargement réduite à sa plus simple expression : c'est en fait une protection de station de retour de convoyeur blindé, dessinée spécialement à cet effet et renforcée (fig. 1). Ce matériel

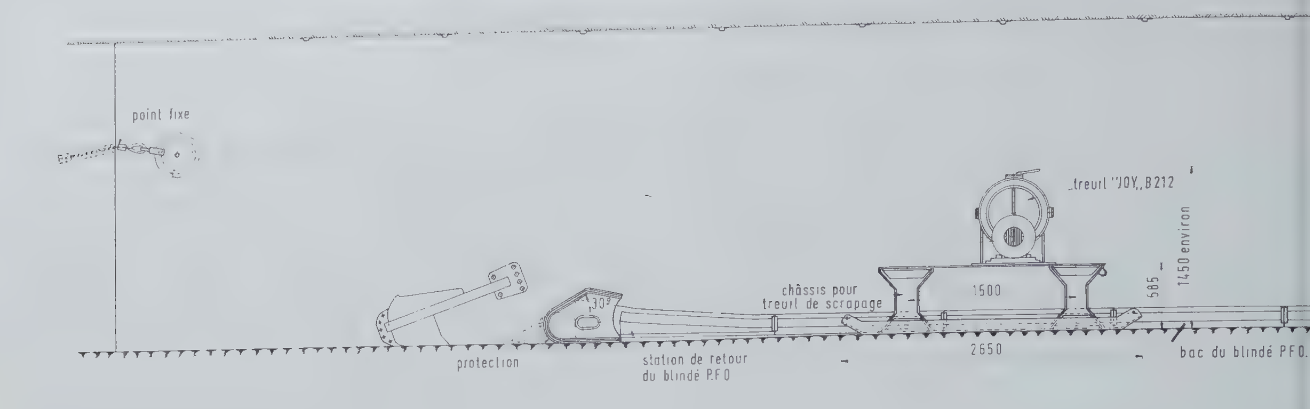


Fig. 1

Installation de scrapage pour le chargement des terres au creusement de la voie de base.

allégé facilite l'acheminement et permet des allongements simplifiés du convoyeur répartiteur. Nous donnant entière satisfaction, il a définitivement remplacé les estacades classiques plus encombrantes, plus lourdes et cependant beaucoup moins résistantes.

Cet équipement permet, en cadres T.H.W. section : 9,86 m², des avancements de 1,80 m/poste à 3 personnes + 1 boutefeu, 3 perforateurs et, par conséquent, laisse des possibilités d'avancements journaliers taille relativement élevés.

Il n'en était pas de même des voies de tête dont la progression restait limitée par le chargement manuel des terres, long et fastidieux. En cadres T.H.A. section : 8,43 m², pour 2 postes de travail situés aux postes d'abattage, on atteint difficilement les 2 mètres d'avancement avec une attelée classique de 2 hommes-poste. Le poste de nuit étant réservé, soit aux allongements ou raccourcissements du convoyeur de taille, soit à l'entretien et à la vérification des installations, l'attelée de la voie de tête à ce poste n'est guère rentable. Avec une attelée de 3 Hp - 2 perforateurs, on peut atteindre théoriquement 1,50 m/poste à 100 % ; en réalité l'activité plus faible (80 %) et les arrêts en taille ont ramené l'avancement à 1,10 - 1,20/poste.

Il nous a donc semblé logique de rechercher la vraie solution au problème en extrapolant aux conditions de la voie de tête, la méthode de scrapage utilisée en voie de base.

II. EXTENSION DU SCRAPAGE AUX VOIES DE TETE

A. Recherche d'un matériel adéquat

A) Treuil.

Comme en voie de base, on utilise un treuil électrique Joy Sullivan type B 212 de 23 kW, monté sur patins (fig. 2) se plaçant en arrière de la tête motrice de l'installation de taille. Dans la première application, il est alimenté par un câble électrique posé dans la voie de tête.

Pour d'autres cas d'application à l'étude, nous envisageons de placer le câble d'alimentation en taille, moyennant la réduction du diamètre du flexible à air

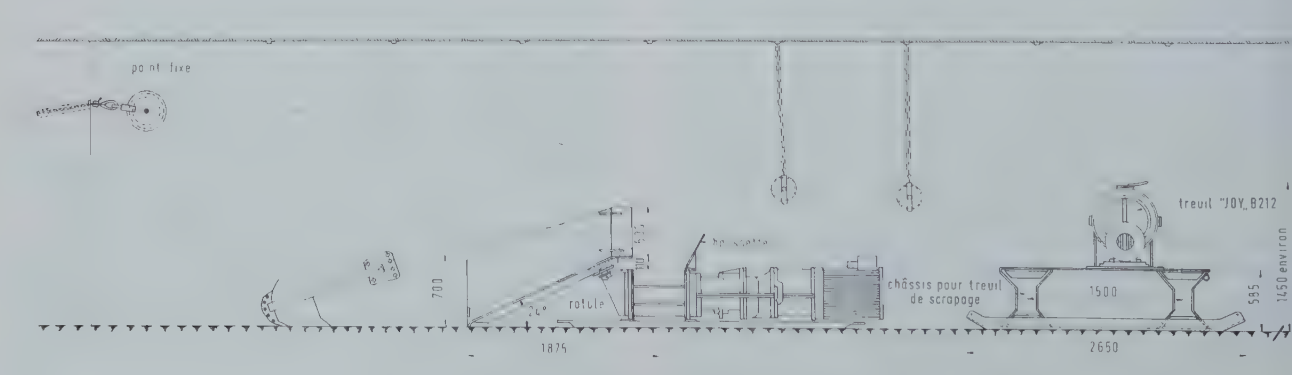


Fig. 2

Installation de scrapage adaptée au cas du chargement des terres lors du creusement de la voie de tête.

comprimé, ceci, pour une question d'encombrement. En effet, les câbles électriques et de signalisation, les flexibles à air comprimé, à eau, et de commande des pousseurs hydrauliques remplissent déjà les logements ménagés dans les rehausses de blindé.

B) Rampe de chargement

Le chargement s'effectue ici latéralement sur un blindé destiné à être ripé; il doit tenir compte de ce fait et de ses conséquences.

1. — Le ripage doit rester facile : il est donc nécessaire de maintenir les abords de la tête motrice dans un état de propreté acceptable. Pour cela, la rampe doit permettre un chargement soigné, sans débordement de produits. Une rampe simplifiée type voie de base n'est plus applicable; nous avons eu recours à une estacade à large bec d'entrée et munie de joues latérales de hauteur importante.

De plus, lors du ripage proprement dit, le bec d'entrée ne peut en aucune façon rester en contact avec le sol; d'où, nécessité de relever l'ensemble et, par conséquent, de munir la rampe d'une possibilité de rotation autour d'un axe horizontal.

2. — La tête motrice n'est pas toujours perpendiculaire à l'axe de la voie; sa position par rapport à cet axe varie également dans le temps (glissement de l'installation vers la taille, allongement). Pour un bon fonctionnement, l'estacade doit, elle, rester centrée et son axe demeurer parallèle à celui de la galerie : d'où la nécessité d'introduire une rotation autour d'un axe vertical (fig. 3 et 4).

Notons enfin que la rampe se termine vers le haut par un couloir horizontal équipé de deux butées empêchant la houe d'atteindre le blindé.

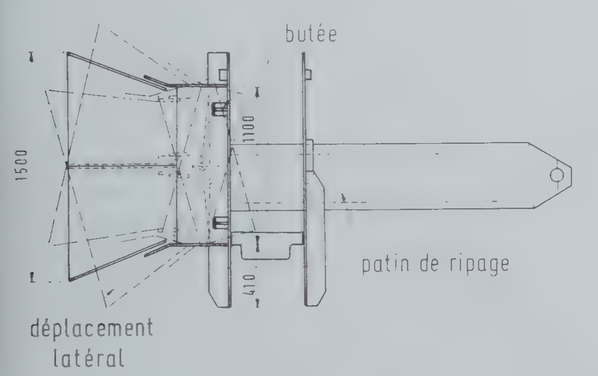


Fig. 3

Vue en plan de la rampe de chargement en forme d'estacade, montrant la faculté de pivotement que possède l'estacade autour d'un axe vertical (exécution primitive).

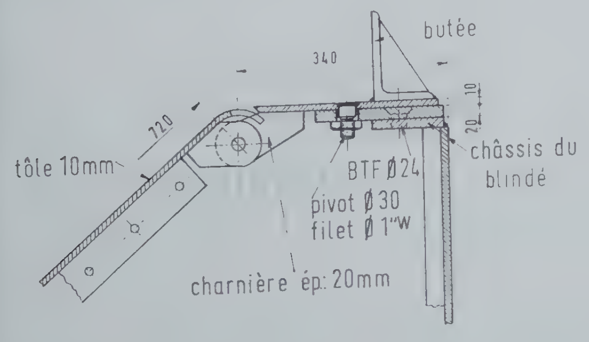


Fig. 4

Coupe verticale de la rampe de chargement, montrant la liberté de pivotement autour d'un axe horizontal fixe par rapport à l'estacade (exécution primitive).

C) Houe

Si le bec d'entrée de la rampe est large, la partie supérieure, servant au déversement sur la tête motrice et le bac raccord, a une largeur réduite, compatible avec la partie du blindé maintenue en permanence dans la voie de tête.

La largeur des houes utilisées habituellement en voies de base ne permettait pas d'accéder à ce déversement. Nous nous sommes tournés vers un type d'engin de dimensions réduites. Il s'agit en l'occurrence de houes type Sabès, d'une contenance de 450 litres et de 1.000 mm de largeur.

d) Poulie de retour — Points fixes.

La poulie de retour du type Samiia Rugby 30 (effort au crochet maximum de 6 tonnes) est fixée à front de voie à l'aide d'un point fixe classique fabriqué en câble de 16 mm.

B. Disposition de l'installation (fig. 2)

Le treuil est boulonné sur un châssis à patins permettant un ripage aisé et situé en arrière de la tête motrice. L'amarrage du châssis est assuré par 2 chaînes de rabot de 22 mm de diamètre, fixées aux pieds de cadres de part et d'autre de la voie. La distance treuil-tête motrice est maintenue entre 4 et 12 mètres afin de jouir d'un bon contrôle visuel pendant les translations de la houe.

Afin d'éviter la chute des produits scrapés sur les réducteurs placés perpendiculairement au blindé côté arrière, nous avons de ce côté garni la tête motrice d'une haussette inclinée de 10 mm d'épaisseur et de 400 mm de hauteur.

Les câbles tracteur et de retour de 16 mm de diamètre (6 torons de 37 fils — âme en chanvre) sont supportés chacun par une poulie type Lenoble (effort au crochet : 3 tonnes) afin d'éviter le frottement sur la tête motrice.

Lors du chargement des terres, l'ouvrier, debout sur le châssis du treuil, possède un bon champ de vision grâce à un phare puissant (24 volts-50 watts) et orientable disposé sur le treuil. D'autre part, pour une raison évidente de sécurité, personne ne peut se trouver entre les fronts de la voie et le treuil durant la période d'évacuation. Le manœuvre de la voie fait office de garde-issue à l'entrée de la taille.

III. CAS D'APPLICATION

Notre programme d'exploitation 1969 prévoyait la mise en activité d'un chantier dans la couche Anglaise partant de la méridienne 428 de l'étage 718 et chassant vers le levant. La taille, de 200 m de longueur, est ouverte dans une veine de 0,90 m d'ouverture et de 0,70 m de puissance moyenne. Le charbon est dur, à la limite de la rabotabilité. La pente moyenne est de 7° (fig. 5, 6 et 7).

L'objectif était d'y produire 500 t/jour en 2 postes d'abattage, ce qui supposait un avancement journalier de 2,70 m ou 3 havées de 0,90 m, le soutènement étant composé de bêles Van Wersch de 0,90 m de longueur.

TOIT GEOLOGIQUE - SCHISTE TENDRE

CHARBON	0,25	
ESCAILLE		0,20
CHARBON	0,45	
MUR GRESEUX		
	0,70	0,20

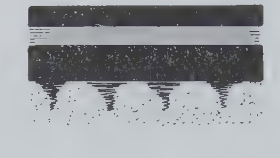


Fig. 5

Composition de la couche « Anglaise ».

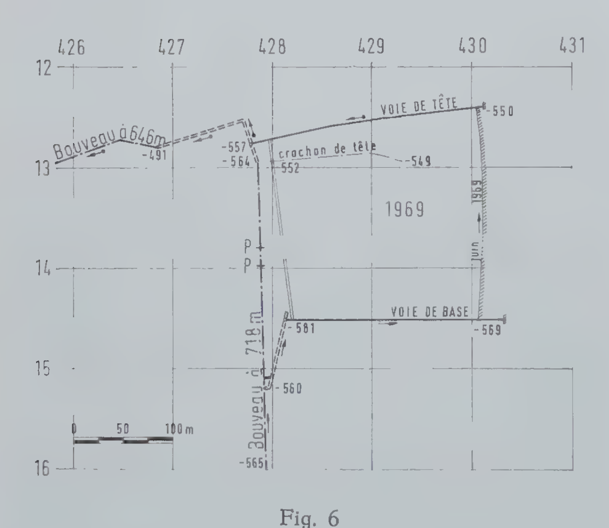


Fig. 6

Plan de situation du chantier d'application.

Deux difficultés s'opposèrent dès le début à la réalisation de cet objectif :

1°) *La dureté de la veine.*

Malgré la présence de pousseurs hydrauliques Bonser Tristram alimentés par une pompe électrique (type Mark II) de la même firme et débitant 80 litres-minute maximum à une pression de 150 kg/cm², en dépit des couteaux à pointes de Widia équipant le rabot type Dora et malgré l'injection systématique en veine, le rabotage restait extrêmement peu efficace et, dans ces conditions, l'avancement prévu s'avérait irréalisable (bris de 125 broches de cisaillement/poste).

De plus, le produit obtenu était extrêmement fin, résultat fort décevant pour un charbonnage extrayant des produits anthraciteux.

Une première tentative pour atteindre l'objectif fut l'introduction en taille du tir d'ébranlement : l'explosif (aquadex) est placé dans le fourneau avant l'injection, suivant le procédé classique du tir sous pression d'eau. L'opération se réalisait au poste de nuit.

Le résultat, valable pour les deux premières havées (1,80 m), laissait à désirer pour la troisième (1,80 m - 2,70 m); de plus, des projections assez importantes à l'arrière-taille nécessitaient un nettoyage toujours fort malaisé en faible ouverture.

La solution définitive fut heureusement assez vite approchée grâce à l'introduction du rabotage à vitesse rapide, allié à l'injection d'eau en veine.

La vitesse du rabot fut portée de 0,40 m/s à 0,90 m/s, avec augmentation de la puissance des moteurs de traction (de 40 kW à 55 kW). Parallèlement, la vitesse du blindé fut ramenée de 0,65 m/s à 0,40 m/s. En effet, le maintien de la vitesse initiale du blindé aurait — en marche descendante — réduit considérablement sa vitesse relative par rapport à celle du rabot et empêché le chargement normal.

Les résultats furent spectaculaires, tant du point de vue avancement qu'augmentation du rendement en gros. Malheureusement, le procédé entraîne des remplacements fréquents de réducteurs de rabot. Ces derniers (Westfalia ST III 60) s'avèrent faibles pour le travail imposé ; aussi, une extension du procédé justi-

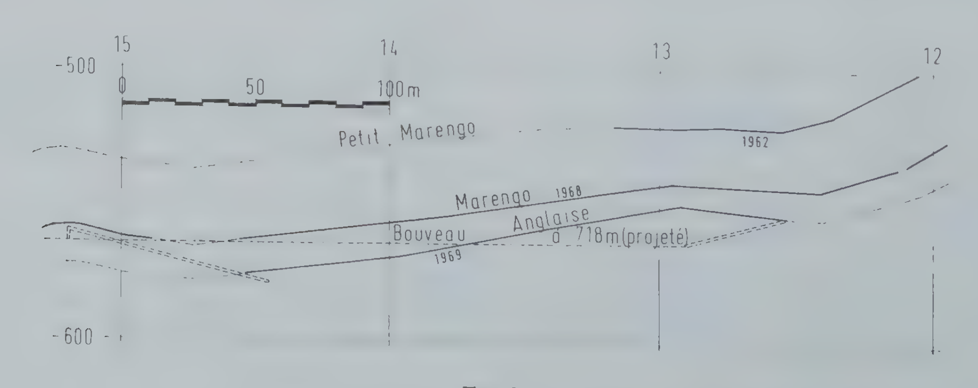


Fig. 7

Coupe du gisement par la méridienne du quartier d'application.

fierait l'achat de réducteurs plus puissants (Westfalia type S 27 V ou S 27 VES).

2°) *L'avancement de la voie de tête.*

Le probième de la dureté de la veine étant résolu, nous nous heurtâmes aussitôt à celui de l'avancement rapide de la voie de tête.

Il avait été prévu d'équiper cette voie à 3 hommes-poste (fig. 11*bis*). Le diagramme de synchronisation laissait apparaître une possibilité d'avancement de 1,50 m/poste, soit 3 m/jour à 100 %. Mais, pour différentes raisons dont nous parlons ci-après, l'activité atteinte ne répondit pas à notre attente. Afin d'y remédier, les terrains encaissants étant d'assez bonne qualité, nous sommes passés à un entr'axe de cadres de 0,750 m (contre 0,625 m normal). Ce fait a eu pour conséquence d'augmenter de quelques unités les cm/Hp réalisés, mais le résultat obtenu était encore insuffisant pour satisfaire aux avancements prévus de la taille.

C'est alors que fut prise la décision d'introduire au plus tôt sur cette galerie la méthode de chargement des terres par scrapage.

Les performances atteintes lors de la mise en service du prototype livré par l'atelier du siège, confirmèrent bientôt nos espoirs ; et cela, malgré les nombreuses imperfections de cette première réalisation (fig. 3 et 4) :

1. Une robustesse nettement insuffisante de l'ensemble.
2. Axes de rotation trop faibles. De plus, il est apparu que la base de la rampe ne posait pas toujours au sol sur toute sa longueur ; il manquait une articulation autour d'un axe horizontal parallèle à l'axe de la galerie.
3. La pente de la rampe était trop accentées (45°, provoquant des heurts violents de la houe sur la rampe.
4. Butées de fin de course trop basses.
5. Base trop étroite.
6. Joues trop petites.

Une seconde construction entreprise aussitôt en tenant compte de ces premières constatations nous donna un engin qui se révéla, par la suite, parfaitement valable (fig. 8 et 9).

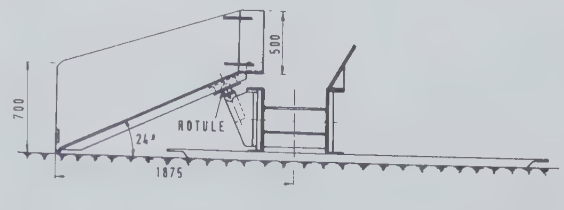


Fig. 8

Vue en élévation de l'estacade de chargement en exécution améliorée (notamment rotule de pivotement).

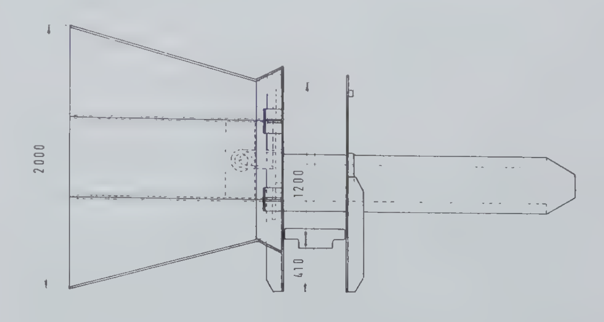


Fig. 9

Vue en plan de l'estacade de chargement en exécution améliorée.

Il se différencie du prototype par :

1. Une tôlerie plus résistante.
2. Le remplacement des articulations verticale et horizontale distinctes par la pose de l'ensemble sur une rotule solide, provenant d'un plateau d'ancrage hydraulique au toit. La partie femelle de cette rotule soudée sur la rampe et la partie mâle emboîtée dans un support fixé sur le châssis de tête motrice sont reliées entre elles par une bride boulonnée (fig.10).

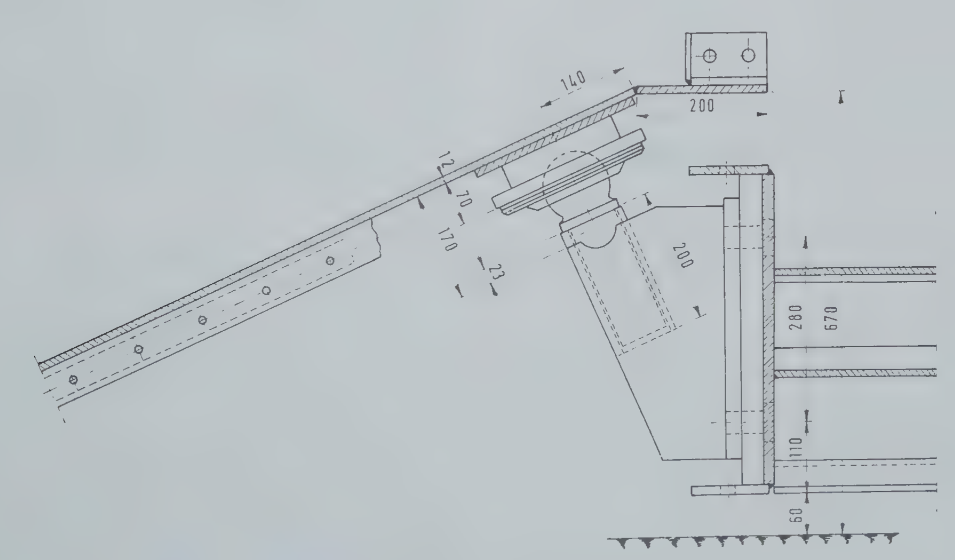


Fig. 10

Assemblage par rotule entre estacade et châssis de tête motrice.

Cette solution permet un contact continu de la base de la rampe avec le sol, quelle que soit la pente de la tête motrice.

On fixa à 120 mm la distance de la tôle horizontale de déversement au châssis de tête motrice, ce qui donne la possibilité de relever le bec de 300 mm pour le ripage.

3. L'allongement de la rampe ramenant l'angle de la pente à 24°.
4. Des butées plus hautes (120 mm au lieu de 80 mm) et renforcées.
5. Une entrée de 2000 mm et un déversement porté à 1200 mm.
6. Des joues rehaussées à 500 mm.

Cette fabrication, en service depuis trois mois, nous donne entière satisfaction.

IV. RESULTATS OBTENUS

Le diagramme de synchronisation du travail à la pelle, avec une attelée de 2 hommes-poste laisse entrevoir un avancement maximum possible d'un peu plus de 1 mètre/poste.

Par contre, le diagramme de synchronisation du travail avec scrapage, avec la même attelée de 2 hommes-poste, montre que le rendement (en cm/Hp) à 100 % augmente de plus de 70 %.

Le tableau de la figure 11, représentant une synthèse de la suite des opérations, d'après les diagrammes de synchronisation, nous montre à suffisance l'intérêt de l'évacuation par estacade.

A noter que la voie de tête est équipée de cadres T.H.A. placés à 0,750 m d'axe en axe.

	Pelle		Estacade		
	Ouvrier	Hiercheur	Ouvrier	Hiercheur	
12,18	12,18 Préparation du matériel de forage		12,18		12,18
	FORAGE DE: 20 mines en schiste moyen, 5 mines en charbon, longueur des mines = 1,60m	20,75	FORAGE DE: 20 mines en schiste moyen, 5 mines en charbon, longueur des mines = 1,60m	20,75	
125,93	113,75	93	113,75	93	125,93
	MINAGE	Intervention d'un boutefeu	MINAGE		
168,55	42,62	42,62	42,62	42,62	168,55
	EVACUATION A LA PELLE		EVACUATION PAR ESTACADE	18,50	
			56,75	38,25	225,30
			SOUTENEMENT	39	
			47,62	8,62	272,92
			TROUSSAGE + COUVRAGE		
			27,97	27,97	300,89
431,95	263,4	263,4			
	SOUTENEMENT	39			
479,57	47,62	8,62			
	TROUSSAGE + COUVRAGE				
507,54	27,97	27,97			

Fig. 11

Tableau analytique des opérations, avec chargement à la pelle et avec chargement sur estacade.

	Pelle 3 hommes		
	Ouvrier boutefeu	Ouvrier	Hiercheur
14,61	14,61 Préparation	du materiel de	forage
	FORAGE DE: 20 mines en schiste moyen, 5 mines en charbon, longueur des mines 1,60 m		20,75
78,36			43,00
	63,75 MINAGE	MINAGE	MINAGE
120,95	42,62		
	EVACUATION DES TERRES A LA PELLE		
314,98	193,20		
345,92	31,74 SOUTENEMENT 2 CADRES		
364,56	186,40 COUVRAGE + 2 TROUSSAGES		

Fig. 11 bis

Etude du creusement de la voie de tête avec chargement manuel, montrant la possibilité d'avancer de 3 m/jour en 2 postes de 3 hommes, mais occupés à 100 %.

Le temps de présence à front est de 390 min, ce qui donne pour le travail à la pelle : 507,54 + 5 % = 532,91 min/cycle correspondant à un rendement à 100 % = 54,2 cm/Hp et pour le travail par raclage : 300,89 + 5 % = 315,93 min/cycle, correspondant à un rendement à 100 % = 93,0 cm/Hp.

Sur trois quinzaines, avec évacuation à la pelle, le rendement moyen réalisé avait été de 39,4 cm/Hp. Les trois quinzaines suivantes, avec évacuation par estacade, le rendement moyen avait atteint 78,9 cm/Hp, soit une augmentation de 100 %.

Ainsi, bien que l'activité réelle obtenue se limita à 85 %, le travail étant contrarié par des arrêts du blindé (dépeçages au marteau-piqueur de blocs d'intercalaire au pied de taille) et des attentes pour ripage, l'objectif des 2,70 m d'avancement taille pouvait être atteint, avec une bonne marge de sécurité. D'autre part, ce nouveau type d'organisation limitait l'attelée à 2 Hp et permettait de supprimer 3 fois le second poste par quinzaine.

V. CONCLUSIONS

En taille chassante rabotée, avec creusement des voies en avant des fronts et placement des têtes motrices de taille dans les galeries, on peut envisager des avancements journaliers dépassant les 3 mètres, en deux postes de travail, moyennant l'introduction d'un matériel simple et peu coûteux. Le problème souvent difficile du creusement de la voie de tête, surtout en faible ouverture, se trouve résolu et ne constitue plus un obstacle à la progression relativement rapide des chantiers mécanisés.

Le turboforage à grand diamètre

J. BRYCH,

Chef de Travaux à la Faculté Polytechnique de Mons.

RESUME

Le procédé de turboforage à grand diamètre permet de creuser des puits de mines en une seule passe, sans soutènement provisoire, dans des terrains de nature très variée. Ces possibilités, peu exploitées jusqu'ici en Europe occidentale, lui ouvrent un vaste champ d'application.

L'article expose le principe du procédé et en décrit succinctement l'outillage, en se référant à l'expérience acquise à l'étranger.

SAMENVATTING

Met het draaiboorprocédé op grote doormeter kunnen mijnschachten in één enkele bewerking gedreven worden, zonder voorlopige ondersteuning, in gesteenten van uiteenlopende aard. Deze mogelijkheid werd tot nu toe in West-Europa weinig benut maar opent nieuwe perspectieven voor het procédé.

Het artikel zet het princiep van het procédé uiteen en geeft een korte beschrijving van de apparatuur, met verwijzing naar in het buitenland opgedane ervaring.

INHALTSANGABE

Mit Turbinenbohrern kann man Schächte in einem Arbeitsvorgang ohne provisorischen Ausbau in sehr verschiedenartigem Gestein niederbringen. Diese in Westeuropa bisher nur selten ausgenutzte Möglichkeit eröffnet dem Turbinenbohrverfahren ein breites Anwendungsfeld.

Unter Hinweis auf die im Ausland gewonnenen Erfahrungen schildert der Artikel das Prinzip des Verfahrens und gibt eine kurze Beschreibung der Geräte.

SUMMARY

The large section turbo-drilling process makes it possible to drive mine shafts in one go, without any temporary support, in rocks of very varied nature. These possibilities have not so far been greatly exploited in Western Europe and they open up a wide field of application.

The article gives the principle of the process and briefly describes the equipment required and the experience gained abroad.

Depuis quelques années, le forage rotatif à grand diamètre tend de plus en plus à se substituer aux procédés classiques de fonçage pour le creusement des puits. Cette nouvelle technique, si séduisante soit-elle, n'est cependant pas toujours la plus rationnelle ni la plus économique : elle ne doit être adoptée qu'après un examen approfondi des conditions géologiques (allure, nature et propriétés des roches) et géométriques (profondeur et diamètre) particulières à chaque cas.

D'après les statistiques récentes, les puits de diamètre supérieur à 9 m sont en général creusés de la façon conventionnelle. Dans le domaine de 4 à 9 m de diamètre, il existe déjà pas mal d'exemples d'utilisation avantageuse de différents systèmes de forage. En ce qui concerne les diamètres de 0,60 à 4 m, le fonçage par forage semble donner les résultats les plus satisfaisants, par comparaison avec les systèmes classiques de creusement. Pour la traversée des morts-terrains aquifères,

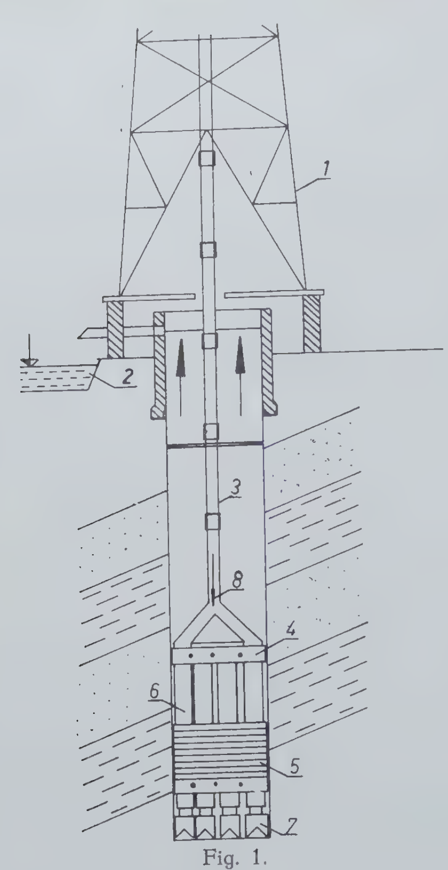


Fig. 1.
Schéma de l'agrégat de turboforage à grand diamètre.

1. — Derrick.
2. — Bassin de décantation.
3. — Tiges de forage.
4. — Agrégat T.G.D.
5. — Masse-tiges.
6. — Turbines.
7. — Rock-Bits.
8. — Schéma de circulation de la boue.

ébouleux, gonflants, fissurés, etc., l'utilisation du forage est bien souvent plus rapide, plus aisée et plus économique que le recours à des méthodes conventionnelles consacrées par une longue expérience (telle la congélation).

Nous ne considérons pas ici les systèmes qui mettent en œuvre le forage rotatif exclusivement en terrains tendres et homogènes (Hönigmann, Sepotjev-Ivanov, etc...) ni le creusement des puits en bons terrains par alésages successifs de sondages à petit diamètre.

Nous nous limiterons à l'application d'une méthode encore relativement peu connue, permettant de creuser les puits directement au diamètre définitif, en quelque terrain que ce soit. Il s'agit du forage à la turbine inventé en U.R.S.S. et mis au point au cours des années 1962 à 1968 en Tchécoslovaquie par la Société Nationale Geologicky Pruzkum d'Ostrava, sous la direction de l'Ingénieur O. Juranek.

Ce procédé n'utilise pas d'équipement de conception spéciale comme le font par exemple les procédés Hönigmann et similaires. Le turboforage à grand diamètre met en œuvre l'appareillage lourd classique, éventuellement extrapolé, des chantiers de sondage au pétrole et au gaz naturel. Cette particularité est de nature à lui faire donner la préférence dans bien des cas.

L'organe essentiel du turboforage des puits est une tête de creusement à trépans multiples disposés en satellites et actionnés par des turbines à boue alimentées en parallèle. La tête de creusement peut tourner librement autour de l'axe du train de tiges sous l'effet du couple de réaction résultant. L'action combinée de la rotation individuelle de chaque turbine et de la rotation de la tête imprime à chaque trépan — ou satel-

TABLEAU I

Caractéristiques techniques de différentes compositions des agrégats de turboforage à grand diamètre utilisés en U.R.S.S. [5]

Diamètre de creusement	2080 mm	2080 mm	1560 mm	1020 mm
Nombre de turbines	3	3	2	2
Diamètre des trépans	490 mm	490 mm	750 mm	490 mm
Nombre de trépans	3	3	2	2
Poids de l'agrégat de forage T.G.D.	50 T	31 T	48 T	25 T
Nombre de pompes à boue	4	5	3	3
Type de turbines	T12RT9''	T31RT9″	T12RT9″	T12RT9″

TABLEAU 2

Caractéristiques techniques des différentes compositions des agrégats de turboforage à grand diamètre utilisés par la Société Geologicky Pruzkum Ostrava en Tchécoslovaquie [2]

Diamètre de creusement	3600 mm	1870 mm	1870 mm	1800 mm	1020 mm
Nombre de turbines	4	4	3	4	2
Diamètre des trépans	750 mm	346 mm	490 mm	308 mm	490 mm
Diamètre des turbines	9″	9″	9″	9''	9″

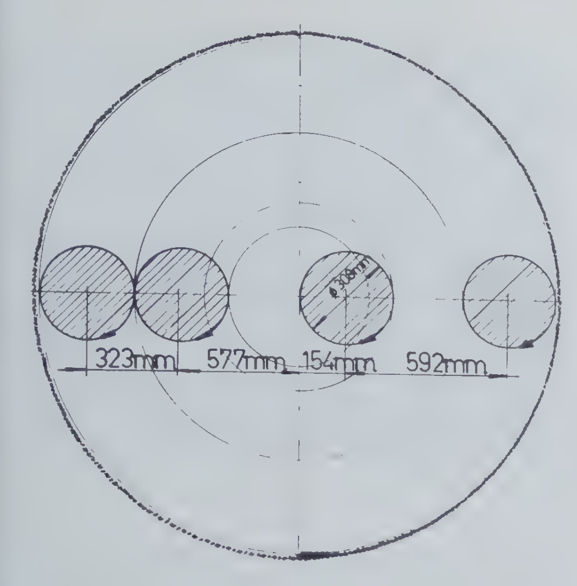


Fig. 2.
Disposition des turbines et des trépans Rock-Bits dans un agrégat de turboforage pour puits de 1870 mm de diamètre. (chantier VPV-GP Ostrava - Tchécoslovaquie).

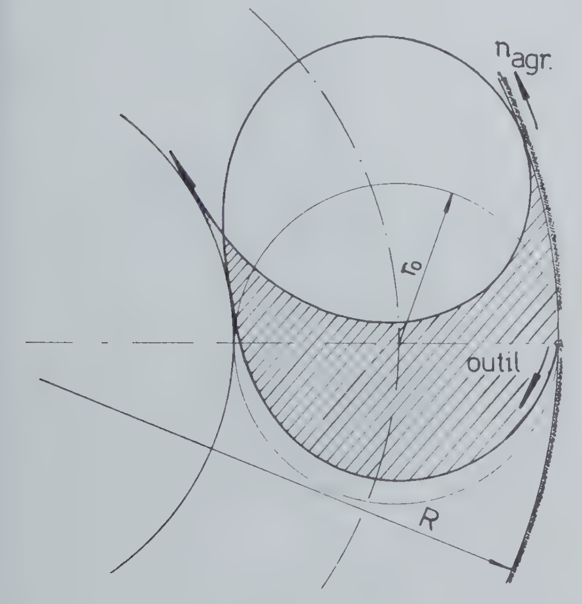


Fig. 3.
Mouvement hypocycloïdal des éléments des trépans sur le fond du trou.

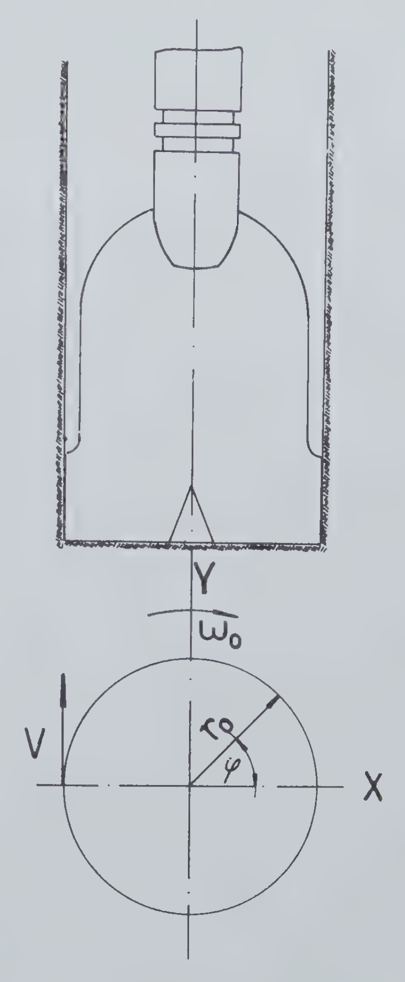


Fig. 4.
Schéma du mouvement rotatif normal du trépan au fond du trou.

lite — une trajectoire hypocycloïdale (fig. 2 et 3). Les trépans (rock-bits ou drag-bits suivant les caractéristiques de la roche) effectuent simultanément une rotation et un glissement par rapport au fond du trou.

Pour le forage rotatif normal, utilisant les outils drag-bits animés d'un simple mouvement de rotation on peut, en négligeant le déplacement axial, écrire les équations suivantes (fig. 4) :

$$x = r_0 \cdot \cos \varphi = r_0 \cdot \cos \omega_0 \cdot t$$

$$y = r_0 \cdot \sin \varphi = r_0 \cdot \sin \omega_0 \cdot t$$

$$\varphi = \omega_0 \cdot t$$

$$v_x = \frac{dx}{dt} = -r_0 \cdot \omega \cdot \sin \omega_0 \cdot t$$

$$v_y = \frac{dy}{dt} = r_0 \cdot \omega \cdot \cos \omega_0 \cdot t$$

d'où : $$v = \sqrt{v_x^2 + v_y^2} = r_0 \cdot \omega_0$$

En ce qui concerne le turboforage à grand diamètre (T.G.D.), les éléments des trépans se déplacent (fig. 2, 3) en décrivant une trajectoire hypocycloïdale [2] (fig. 3). Dans ce cas, les équations du mouvement sont les suivantes :

$$x = R \cos . \omega_a . t + r_0 . \cos [(\omega_0 - \omega_a) . t]$$

$$y = R \sin . \omega_a . t + r_0 . \sin [(\omega_0 - \omega_a) . t]$$

d'où : $$v = \sqrt{v_x^2 + v_y^2} = \sqrt{R^2 . \omega_a^2 + r_0^2 (\omega_0 + \omega_a)^2 + 2 R . r_0 . \omega_a (\omega_0 - \omega_a) . \cos \omega_0 . t}$$

où : v = vitesse du mouvement hypocycloïdal
ω_o = vitesse angulaire de l'outil
ω_a = vitesse angulaire de l'agrégat ou tête de forage
R = rayon de l'agrégat
r_o = rayon de l'outil.

La grande latitude de choix des trépans d'une géométrie normale ou adaptée convenant aux terrains à traverser, donne théoriquement à ce système la possibilité de forer dans toutes les conditions géologiques sans trop de difficultés. En étudiant spécialement l'usure des outils, utilisés en T.G.D., on a constaté que la durée de vie est plus faible que lors du forage rotatif classique dans les mêmes conditions géologiques. Cette diminution de vie est à mettre au compte de l'usure par glissement au fond du trou dans le mouvement hypocycloïdal.

On a parfois utilisé en turboforage, pour la traversée de terrains tendres, des trépans drag-bits du type schématisé par la figure 5 et la figure 5a. Mais ces expériences ont été peu encourageantes et ont montré que seuls les rock-bits (tricônes molettés) adaptés aux terrains tendres donnaient satisfaction (fig. 5b).

Les tiges de forage Rotary classiques (6 5/8" et 5 9/16") sont employées pour les puits dont le diamètre ne dépasse pas 2 à 3 m. Pour les creusements à plus grande section, atteignant 600 à 700 m de profondeur, on utilise des tiges spéciales de 9 pouces.

Grâce à la présence d'une boue de forage dont les paramètres sont, suivant l'expérience des forages au pétrole, adaptés aux propriétés mécaniques des terrains traversés, aucun soutènement des parois n'est nécessaire jusqu'à ce que le creusement ait atteint sa profondeur finale. La circulation de la boue requiert la mise en œuvre de pompes généralement deux fois plus puissantes, toutes choses égales, que pour un turboforage aux diamètres usuels des sondages. Ces pompes doivent pouvoir débiter de 30 à 40 litres/s sous des pressions pouvant atteindre 200 à 300 kg/cm², ce qui entraîne l'emploi de moteurs de 500 à 600 ch. Les pompes à boue de type U8-3 ou 4 MGR ou autres des spécifications russes GOST (ou similaires d'après les normes API) conviennent parfaitement.

Le tubage suit immédiatement le forage : les tubes (fig. 6), spécialement calculés dans chaque cas, sont descendus dans le puits suivant la même technique que dans les sondages Rotary. Les éléments de tubage sont soudés bout à bout et revêtus d'un enduit anti-corrosion, au fur et à mesure de la descente de la colonne. Ils sont pourvus de guides pour assurer la verticalité du tubage.

Après la descente de la colonne (dont l'épaisseur est de 20 mm environ), l'espace libre entre tubage et parois est cimenté au moyen du matériel usuel des forages pétroliers. Toutefois, il s'agit ici d'une cimentation par passes successives progressant de bas en haut : il faut donc attendre la prise d'une passe avant de cimenter



Fig. 5.
Géométrie des trépans Drag-Bits convenant au turboforage à grand diamètre dans les terrains tendres : les angles recommandés : $\gamma = 20° — \alpha = 25°$; écarts permis sur ces valeurs : ± 11°30.



Fig. 5a.
Drag-Bit.

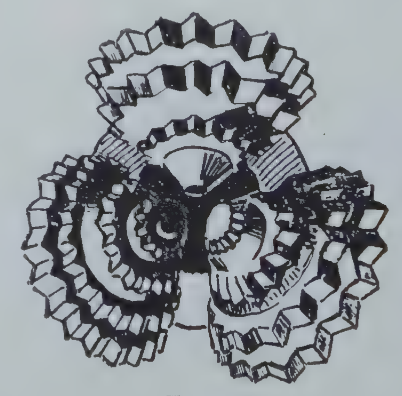


Fig. 5b.
Rock-Bit.



Fig. 6.
Les tubes spécialement calculés et fabriqués pour le tubage des puits. Photo prise sur le chantier Geologicky Pruzkum, Ostrava (Tchécoslovaquie). Diamètre du puits 1800 mm.

la suivante. La hauteur maximale d'une passe es tdéterminée par la limite de tension de compression admissible sous l'effet de la différence des pressions régnant à l'intérieur et à l'extérieur du tubage. Si Δ_P est la différence de pression admissible sur le tubage, il faut que (fig. 7)

$$\Delta_P \leqslant K\ [(P_{CE} + P_{BE}) - P_{BI}]$$

$$P_{CE} = H_{CE} \times \gamma_{CE}$$

pression hydrostatique due au lait de ciment

$$P_{BE} = H_{BE} \times \gamma_{BE}$$

pression hydrostatique extérieure due à la boue

K = coefficient de sécurité

$$P_{BI} = H_{BI} \times \gamma_{BI}$$

pression hydrostatique intérieure due à la boue.

Après achèvement de la cimentation, la colonne est vidée de la boue et l'on vérifie l'étanchéité du tubage. Les fuites éventuelles sont obturées par soudure.

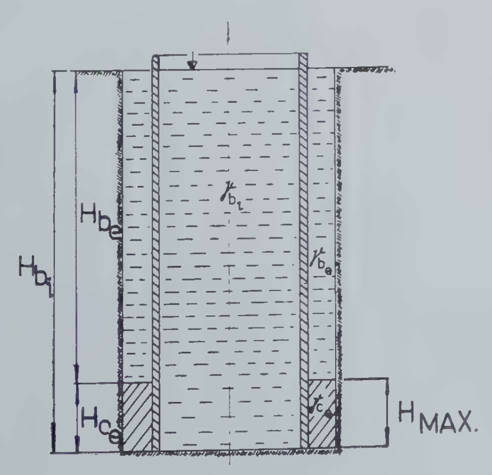


Fig. 7.
Schéma de cimentation des trous à grand diamètre.

Le turboforage à grand diamètre implique une étude préalable minutieuse : propriétés des roches à traverser, dimensionnement et choix de l'outillage, géométrie de la tête de forage, choix des paramètres de forage et de cimentation, etc...

Il permet des vitesses de creusement élevées qui varient évidemment avec la nature des roches traversées. Pour des grès dont la résistance à la compression simple est comprise entre 1000 et 1700 kg/cm², des vitesses de forage de 1 à 5 mètres par heure ont été réalisées [5].

Le choix de la qualité des outils de forage et de leurs régimes de travail est déterminant. Des recherches doivent être poursuivies dans ce domaine, notamment par l'étude des propriétés mécaniques des roches. Nous pensons que les recherches entreprises sur l'abrasivité des roches au laboratoire d'Exploitation des Mines de la Faculté Polytechnique de Mons (Prof. L. Brison) apporteront une contribution utile à la solution des problèmes qui se posent encore [3].

A l'époque actuelle, il est possible de remplacer les turbines par des électroforeuses et, dans ce cas, s'ouvrent d'autres possibilités d'utilisation et d'application du système pour le creusement des puits et des galeries dans tous les types de roches.

La pression sur l'outil et le débit de boue sont calculables d'après les méthodes classiques utilisées en forage conventionnel. La vitesse de rotation des turbines dépend de leur construction : elle varie de 500 à 700 tours/min. Le couple de réaction résultant impose au train de tiges une vitesse de 12 à 60 tours/min dans des conditions de travail correctes.

Le turboforage à grand diamètre paraît particulièrement séduisant pour les sociétés qui possèdent un appareillage lourd de sondage pour la prospection pétrolière profonde (4000 à 5000 m) et qui utilisent couramment le turboforage. La possibilité d'utiliser des outils diamantés de construction spéciale n'est pas exclue pour la traversée de certaines assises. Il est à prévoir que le creusement de puits par turboforage, qui est encore en phase de développement, concurrencera avec succès les méthodes classiques de fonçage.

BIBLIOGRAPHIE

[1] G. BULLACH : Analyse de la cinématique des trépans à molettes (en russe - Moscou 1962).

[2] SLADECEK J. : Analyse de la cinématique des trépans à lames pour le turboforage à grand diamètre (en tchèque - publication interne de la Société Geologicky Pruzkum, Ostrava 1965).

[3] L. BRISON - J. BRYCH : Abrasivité des roches (Revue de l'Industrie Minérale, France - à paraître fin 1969).

[4] IOANESJAN : Théorie de forage à la turbine (en russe - Moscou 1960).

[5] Rapport d'un stage des étudiants de l'Université d'Ostrava (Faculté Mines et Géologie), sur les chantiers de turboforage à grand diamètre en U.R.S.S. en 1960/61 (en tchèque - publication interne de l'Université d'Ostrava).

Principes généraux d'échantillonnage des cokes

J. FEDERWISCH,

Directeur à la Société de Recherche
Opérationnelle et d'Economie Appliquée
SORCA S.A.

Président de la Sous-Commission « Echantillonnage »
à l'Institut Belge de Normalisation

RESUME

Une théorie générale de l'échantillonnage des matériaux pondéreux démontre que le poids de l'échantillon à prélever est

- *directement proportionnel au diamètre des plus gros grains*
- *inversement proportionnel à la précision souhaitée du résultat.*

Le coefficient de proportionnalité — ou constante d'échantillonnage — dépend de la nature du matériau, de la propriété à mettre en évidence.

En ce qui concerne les cokes, les différentes manipulations normalement effectuées peuvent être classées en deux catégories :

- *échantillonnage en vue de la détermination de caractéristiques physico-mécaniques*
- *échantillonnage en vue de la détermination de caractéristiques physico-chimiques.*

Dans chaque cas sont calculées les valeurs que prend la constante d'échantillonnage; des graphiques ou abaques en permettent la détermination aisée.

La théorie proposée et les valeurs calculées ont fait l'objet de nombreuses vérifications expérimentales; un exemple en est donné en fin d'étude.

La théorie générale ainsi démontrée peut servir de base à l'établissement de règles d'échantillonnage normalisées : les principes directeurs en sont mis en évidence.

ZUSAMMENFASSUNG

Aus einer allgemeinen theoretischen Betrachtung über Probenahme von grobstückigen Schüttgütern ergibt sich, dass das Gewicht der zu entnehmenden Probe dem Durchmesser der grössten Stücke direkt propor-

SAMENVATTING

Een algemene theorie over het nemen van monsters bij zware materialen maakt duidelijk dat het gewicht van het te nemen monster

- *recht evenredig is met de grootste korreldoormeter;*
- *omgekeerd evenredig is met de nauwkeurigheid die voor het resultaat wordt gewenst.*

De evenredigheidscoëfficiënt — of monsterconstante — hangt af van de aard van het materiaal, van de eigenschap die moet onderzocht worden.

Bij kooks kunnen de behandelingen die normaal moeten uitgevoerd worden in twee categorieën verdeeld worden :

- *monsterneming voor het bepalen van fysico-mechanische eigenschappen;*
- *monsterneming voor het bepalen van fysico-chemische eigenschappen.*

Voor elk geval wordt de waarde uitgerekend die de monsterconstante anneemt; zij kan gemakkelijk bepaald worden met behulp van grafieken of nomogrammen.

De hier ontwikkelde theorie en de berekende waarden werden bij talrijke experimenten in de praktijk geverifieerd; op het einde van deze studie wordt daarvan een voorbeeld gegeven.

De algemene theorie die op deze wijze uiteengezet wordt kan tot basis dienen voor het opstellen van genormaliseerde regels voor het monsternemen; de hoofdtrekken hiervan worden verduidelijkt.

SUMMARY

A general theory for the sampling of weighty materials shows that the weight of the sample to be taken is

- *directly proportional to the diameter of the largest pieces;*

tional und der verlangten Analysengenauigkeit umgekehrt proportional ist. Der Proportionalitätskoeffizient — oder die Probenahmekonstante — hängt von der Art des zu probenden Gutes und den nachzuweisenden Eigenschaften ab.

Die zur Beurteilung normalerweise durchgeführten Prüfungen lassen sich in zwei Gruppen einteilen : Probenahme zur Bestimmung der physikalisch-mechanischen oder aber der physikalisch-chemischen Eigenschaften. In der Arbeit werden für sämtliche Fälle Probenahmekoeffizienten berechnet. Graphische Darstellungen und Nomogramme ermöglichen eine einfache Bestimmung.

Die entwickelte Theorie und die errechneten Werte sind in zahlreichen Versuchen überprüft worden. Ein Beispiel hierfür wird am Schluss der Arbeit aufgeführt. Die damit als allgemeingültig erwiesene Theorie kann als Grundlage für die Aufstellung von Probenahmenormen dienen. Die hierbei zu beachtenden Grundregeln werden erläutert.

— inversely proportional to the desired accuracy of the result.

The coefficient of proportionality — sampling factor — depends on the nature of the material and the property to be revealed.

With regard to cokes, the various manipulations usually carried out may be classified into two categories:
— sampling for the purpose of determining the physico-mechanical characteristics;
— sampling for the purpose of determining the physico-chemical characteristics.

In each case, the values of the sampling factor are calculated: graphs or charts make this process easy.

The theory proposed and the values calculated have been the subject of a great many experimental verifications; an example is given at the end of the report.

The general theory thus set forth may serve as a basis for drawing up rules of standard sampling: the guiding principles are explained.

SOMMAIRE

1. GENERALITES

11. Types d'échantillonnage

L'échantillonnage du coke revêt divers aspects. Les différentes déterminations normalement effectuées peuvent être classées, au point de vue des manipulations qu'elles nécessitent, en deux catégories distinctes :

1) *L'échantillonnage sans réduction granulométrique* qui, au cours des manipulations, conduit à l'expression de valeurs réelles ou conventionnelles de caractéristiques physico-mécaniques (granulométrie, résistance mécanique, densité, ...).
2) *L'échantillonnage avec réductions granulométriques* qui, au cours des manipulations, conduit à l'expression de valeurs réelles ou conventionnelles de caractéristiques physico-chimiques (teneur en cendres, humidité, teneur en soufre, en matières volatiles, etc.).

Cette classification se caractérise par un ordre de grandeur différent de la variance d'analyse : alors qu'elle est relativement faible dans le premier cas, elle est relativement élevée dans le second [3.4] (1).

Nous étudierons l'échantillonnage le mieux approprié pour répondre aux exigences de ces analyses.

12. Echantillonnage sans réduction granulométrique

D'une façon générale, il faut remarquer que la détermination de la résistance mécanique des cokes se base sur l'analyse de certaines fractions granulométriques d'un lot.

D'autre part, la densité apparente d'un coke est fonction du poids de matière qu'il est possible d'introduire dans un volume donné; ce poids est d'autant plus grand que les grains élémentaires « s'imbriquent » le mieux l'un dans l'autre.

On en conclut donc que l'erreur totale sur ces résultats dépend, en grande partie, de la précision de l'analyse granulométrique du lot.

En conséquence, nous nous limiterons à l'étude de la précision de la détermination de la composition granulométrique des cokes.

---

(1) Voir bibliographie *in fine.*

13. Echantillonnage avec réduction granulométrique

Il est internationalement admis que la précision d'une analyse physico-chimique d'un coke est la plus faible dans le cas de la détermination du taux de cendres : la variance est dans ce cas plus élevée que pour toute autre détermination [2.3].

D'autre part, une caractéristique importante est l'humidité totale d'un coke : elle est en majeure partie conditionnée par l'humidité intrinsèque du produit, auquel s'ajoutera une humidité superficielle, fonction de la surface apparente des grains, donc de la granulométrie, qui revêt un caractère aléatoire.

En conséquence, nous étudierons le prélèvement d'échantillons pour la détermination

— de la teneur en cendres
— de l'humidité intrinsèque.

14. Poids de l'échantillon à prélever

Pierre GY a mis en évidence [1.1] et nous avons développé [3.2], [3.3], [3.5] la loi générale d'échantillonnage des matériaux pondéreux. Il en résulte la relation fondamentale

$$P = C \frac{d^3}{\theta^2}$$

dans laquelle

- P est le poids de l'échantillon à prélever
- d est pratiquement la dimension linéaire de la maille de tamis retenant 10 % environ du lot
- $2\,\theta$ est la tolérance relative fixée a priori
- C est la constante d'échantillonnage dont la valeur dépend, entre autres, de la nature de l'analyse à effectuer ou de la propriété à mettre en évidence.

Cette relation n'est absolument valable que

— si le lot est parfaitement homogène;
— si le prélèvement de l'échantillon est impartial.

De plus, elle suppose implicitement que la répartition statistique du paramètre représentatif de la propriété que l'on étudie corresponde à la loi normale.

Lorsque l'une ou/et l'autre de ces hypothèses de travail ne sont pas vérifiées, des mises au point théoriques et expérimentales doivent compléter la loi générale élémentaire.

Ces études ont été poursuivies d'une façon détaillée dans le cas particulier des charbons [3.1], [3.3], [3.5]. Nous allons en préciser le sens dans le cas du coke, constatant qu'en fait il importe uniquement de déterminer les valeurs de la constante d'échantillonnage.

2. PARAMETRES D'ECHANTILLONNAGE

21. Introduction

Rappelons que dans le cas d'essais destructifs de matériaux pondéreux (détermination de teneurs), la constante d'échantillonnage est en fait obtenue par le produit de

- f paramètre de forme
- g paramètre granulométrique
- l paramètre de libération
- m paramètre minéralogique.

On a donc

$$C = f\,g\,l\,m$$

22. Paramètre de forme

Nous avons déterminé expérimentalement les valeurs prises par le paramètre de forme pour les cokes, par application de la relation

$$f_i = \frac{p_i}{d_i^3\,\delta}$$

- p_i représentant le poids du grain
- d_i représentant la dimension de la maille la plus fine laissant passer le grain
- δ représentant la densité du grain.

Les résultats (fig. 1) montrent que la valeur moyenne de ce paramètre résultant de l'examen de 402 grains est

$$f = 0{,}975$$
$$\sigma^2 = 81{,}70 \,.\, 10^{-4}$$
$$\sigma = 9{,}03 \,.\, 10^{-2}$$
$$\frac{\sigma}{f_{moyen}} = 0{,}0926$$

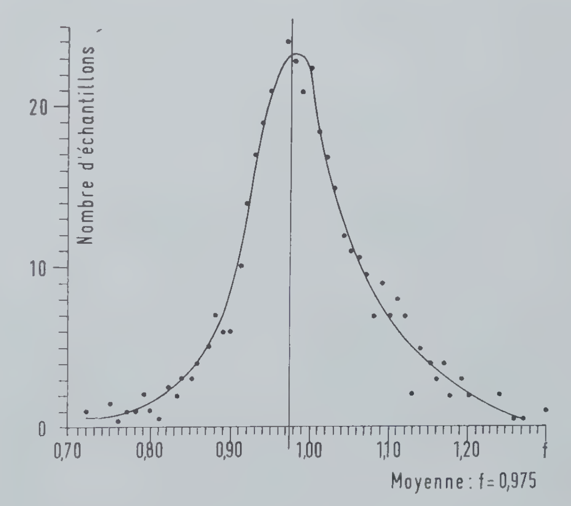


Fig. 1.

Etude du paramètre de forme f. Diagramme de dispersion (granulométrie 1/150 mm).

Nous constatons donc que les grains de coke se rapprochent de la forme cubique, pour laquelle le paramètre de forme prend la valeur unitaire.

Afin de simplifier les calculs ultérieurs, nous choisirons une valeur simple

$$f = 1$$

23. Paramètre granulométrique

L'étude de l'échantillonnage des charbons a conduit au choix, pour le paramètre granulométrique, des valeurs moyennes suivantes [3.5] :

non classé	$g = 0{,}25$
classé supérieurement	$g = 0{,}30$
classé inférieurement	$g = 0{,}35$
classé supérieurement et inférieurement	$g = 0{,}65$

Des essais sur les cokes ont donné les résultats suivants :

non classé	$g = 0{,}1883$; $0{,}2608$
classé supérieurement	$g = 0{,}2841$; $0{,}3097$
classé inférieurement	$g = 0{,}2944$; $0{,}3809$
classé supérieurement et inférieurement	$g = 0{,}4575$; $0{,}7316$

Nous remarquons que ces valeurs sont intermédiaires aux intervalles de confiance déterminés pour les charbons et les minerais [1.1]; en conséquence, nous admettrons pour les cokes les mêmes valeurs moyennes que celles admises pour les charbons.

24. Paramètre d'hétérogénéité

241. *Généralités.*

Dans le cadre de l'étude générale, on est conduit à concevoir la composition du paramètre d'hétérogénéité par le produit :

— du paramètre de libération l,
— du paramètre minéralogique m.

Or, il faut attribuer à ceux-ci des valeurs particulières suivant l'analyse que l'on entreprend.

242. *Analyse des teneurs en cendres.*

Si nous nous référons aux données théoriques et expérimentales de GY [1.1], [1.3], nous pouvons considérer que les lots de coke sont, du point de vue des teneurs, sinon homogènes, du moins « moyennement hétérogènes »; dès lors, nous admettrons la valeur unique

$$l = 0{,}2$$

La détermination du paramètre minéralogique nécessite théoriquement la connaissance de la loi de variation de la densité du coke en fonction de la teneur en cendres. Des simplifications peuvent toutefois être apportées en pratique.

Rappelons que le paramètre minéralogique peut s'exprimer par la relation

$$m = \frac{1 - a}{a} \; \frac{\delta_m \, \delta_M}{\delta}$$

dans laquelle

- a est la teneur en cendres, exprimée en valeur absolue
- δ_m est la densité du minéral pur (dans le cas présent, un coke exempt de cendres)
- δ_M est la densité du minéral de gangue (dans le cas présent, du schiste pur)
- δ est la densité du minéral (dans le cas présent, le coke).

On a, de plus,

$$\delta = \frac{\delta_m \, \delta_M}{(1 - a) \, \delta_M + a \, \delta_m}$$

Dès lors, dans le cas présent

$$m_c = \frac{1 - a}{a} \left[2{,}2 \, (1 - a) + a \, \delta_m\right]$$

On remarquera que

— la teneur en cendres des cokes oscille entre 18 et 15 %
— la densité en vrac d'un coke exempt de cendres

$$\delta_m = \frac{2{,}2 \; \delta \; (1 - a)}{2{,}2 - a}$$

est très proche de la densité d'un coke cendreux, dans les limites normales des normes de fabrication, soit approximativement 0,5
— le produit $a \, \delta_m$ représente dès lors une variable dont la valeur maximum peut être estimée à 0,08.

En conséquence, une approximation majorante de m_c peut se déduire de la relation

$$m_c = \frac{1 - a}{a} \left[2{,}28 - 2{,}2 \, a\right]$$

qui est mise en graphique à la figure 2.

243. *Détermination de l'humidité intrinsèque.*

Le paramètre de libération prend, comme pour les charbons, la valeur unique caractéristique de la parfaite hétérogénéité

$$l = 1$$

La relation définissant le paramètre minéralogique est déduite de la relation présentée au § 242 : le lot peut en effet être schématiquement constitué

— de grains de coke sec : humidité $H = 0$, densité $\delta_M = \delta$
— de gouttes d'eau : humidité $H = 1$, densité $\delta_m = 1$

On en déduit :

$$m_H = \left(\frac{1}{H} - 1\right) \left[H \, (\delta - 1) + 1\right]$$

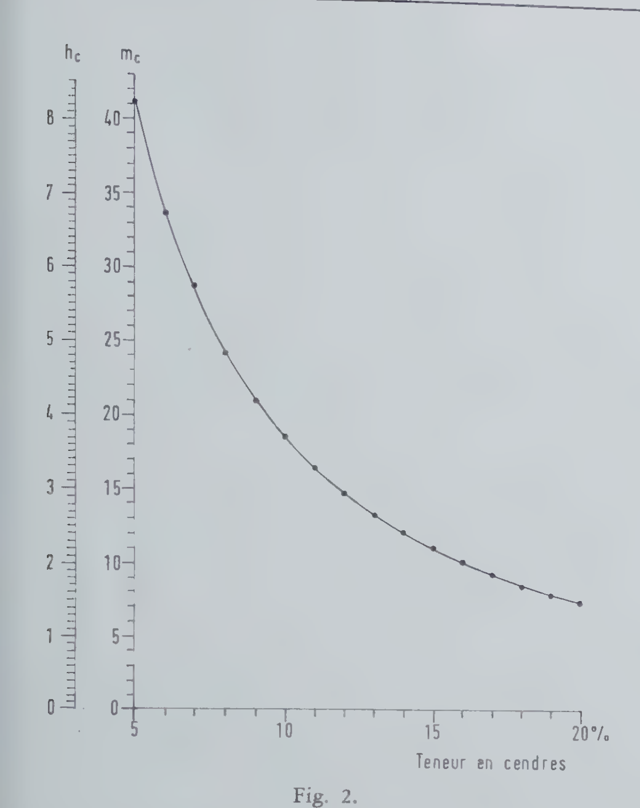


Fig. 2.

Etude des paramètres minéralogique et d'hétérogénéité. Détermination des teneurs en cendres des cokes.

δ étant la densité moyenne du lot, se calcule d'après la densité δ_0 des matières sèches

$$\delta = \frac{\delta_0}{(\delta_0 - 1)\ H + 1}$$

Or, δ_0 est fonction de la teneur en cendres du coke

$$\delta_0 = \frac{\delta_m \times 2{,}2}{2{,}2\ (1 - a) + a\,\delta_m}$$

soit, en première approximation

$$\delta_0 = \frac{1{,}1}{2{,}2 - 1{,}7\ a}$$

d'où

$$\delta = \frac{1{,}1}{2{,}2 - 1{,}1\ H - 1{,}7\ a + 1{,}7\ a\ H}$$

Le terme a H peut être négligé dans les conditions pratiques de fabrication des cokes.

Dès lors, nous retiendrons la valeur

$$\delta = \frac{1}{2{,}2 - H - 1{,}545\ a}$$

Le paramètre minéralogique m_H devient donc

$$m_H = \frac{1 - H}{H}\ \left(\frac{2{,}2 - 1{,}545\ a}{2{,}2 - 1{,}545\ a - H}\right)$$

Le tableau annexé à la figure 3 montre que les variations de m_H en fonction de la teneur en cendres, dans les limites de variations normales, sont très faibles.

En conséquence, nous admettrons pour m_H une loi de variation majorante, calculée sur la base d'une teneur en cendres de 15 %, ce qui donne

$$m_H = \frac{1 - H}{H} \cdot \frac{1{,}968}{1{,}968 - H}$$

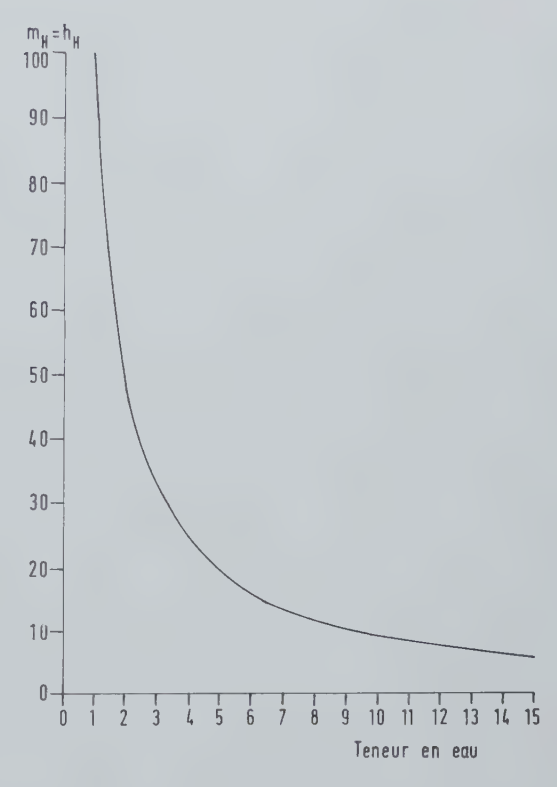


Fig. 3.

Etude du paramètre minéralogique et d'hétérogénéité. Détermination de l'humidité.

Humidité	m_H pour a =		
	5 %	10 %	15 %
1 %	99.495	99.495	99.495
2	49.490	49.490	49.490
3	32.783	32.815	32.815
4	24.456	24.480	24.504
5	19.456	19.475	19.494
6	16.124	16.140	16.156
7	13.742	13.755	13.782
8	11.949	11.972	11.983
9	10.555	10.575	10.595
10	9.441	9.459	9.486
11	8.535	8.551	8.567
12	7.770	7.784	7.806
13	7.125	7.145	7.165
14	6.576	6.588	6.613
15	6.101	6.118	6.141

3. CONSTANTES D'ECHANTILLONNAGE

31. Constante analytique de teneur en cendres

Les résultats obtenus au chapitre précédent permettent de calculer les valeurs de la constante analytique des teneurs en cendres. Elles sont relevées au tableau I.

TABLEAU I

Valeur de la constante analytique des teneurs en cendres.

teneur en cendres \ g	0,25	0,30	0,35	0,65
5 %	2,06	2,47	2,89	5,36
6	1,68	2,02	2,36	4,38
7	1,44	1,73	2,02	3,75
8	1,21	1,51	1,75	3,15
9	1,05	1,26	1,47	2,74
10	0,93	1,11	1,30	2,41
11	0,82	0,99	1,15	2,14
12	0,74	0,89	1,03	1,92
13	0,67	0,80	0,93	1,73
14	0,61	0,73	0,85	1,57
15	0,55	0,66	0,77	1,44

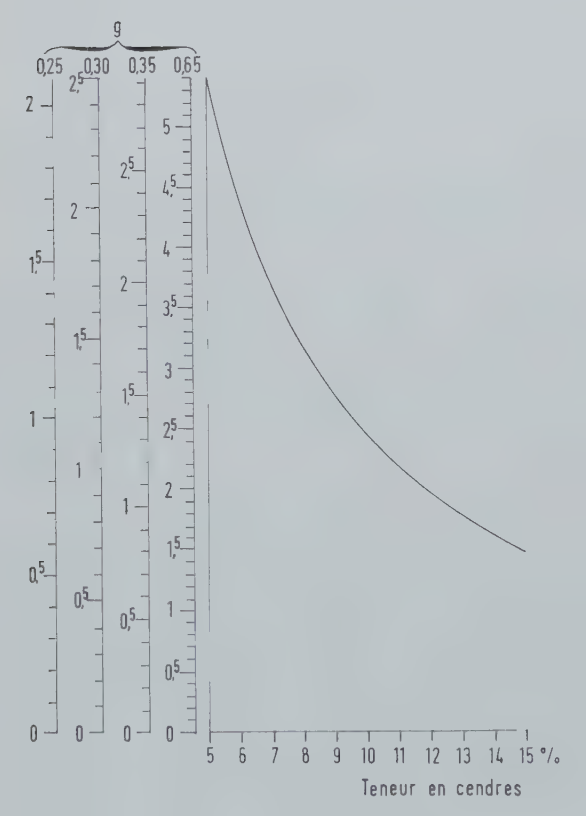


Fig. 4.
Constante analytique des teneurs en cendres.

On peut établir un abaque permettant la détermination rapide de cette constante. Il est d'une manipulation plus aisée que dans le cas des charbons, du fait que nous avons admis la constance du paramètre de libération (fig. 4).

32. Constante analytique d'humidité

De même, les valeurs de la constante analytique d'humidité sont données par le tableau II ou peuvent se déduire de l'abaque de la figure 5.

TABLEAU II

Valeur de la constante analytique d'humidité.

teneur en eau \ g	0,25	0,30	0,35	0,65
1 %	24,87	29,85	34,82	64,67
2	12,37	14,85	17,32	32,17
3	8,20	9,84	11,49	21,33
4	6,13	7,35	8,58	15,93
5	4,87	5,85	6,82	12,67
6	4,04	4,85	5,65	10,50
7	3,45	4,13	4,82	8,96
8	3,00	3,59	4,19	7,79
9	2,65	3,18	3,71	6,89
10	2,37	2,85	3,32	6,17
11	2,14	2,57	3,00	5,57
12	1,95	2,34	2,73	5,07
13	1,79	2,15	2,51	4,66
14	1,65	1,98	2,31	4,30
15	1,54	1,84	2,15	3,99

33. Constante granulométrique

331. Il est établi [1.2] que la variance relative de prélèvement pour une analyse granulométrique est donnée par la relation

$$\sigma_r^2 = \frac{1}{P'} f \, \delta \left[\left(\frac{1}{\pi_\lambda} - 2 \right) d_\lambda^3 + g d^3 \right]$$

dans laquelle π_λ est le poids relatif de la fraction de granulométrie d_λ

ou

$$\sigma_r^2 = \frac{1}{P'} f \, \delta \sum_\lambda \left(\frac{1}{\pi_\lambda} - 2 \right) d_\lambda^3 + \frac{1}{P'} f \, \delta \, g d^3$$

332. D. SANNA a démontré, dans de nombreuses études [2.1], [2.2], que l'on peut caractériser la variabilité de la granulométrie d'un coke métallurgique par

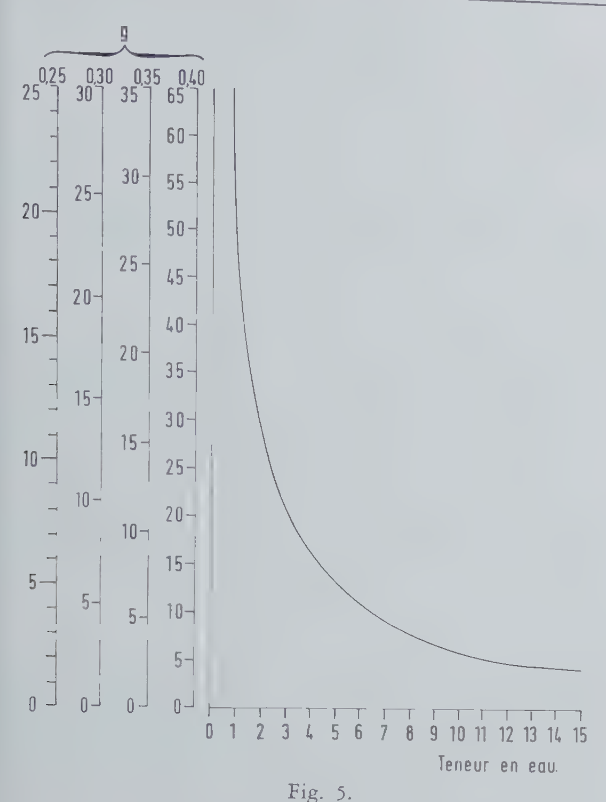


Fig. 5.

Constante analytique d'humidité.

l'écart-type de l'importance relative de la fraction supérieure à 80 mm.

On est ainsi conduit à établir deux fractions granulométriques distinctes :

— supérieure à 80 mm
(en pratique 80 mm - 120 mm)
— inférieure à 80 mm
(que l'on peut pratiquement assimiler à 10 mm - 80 mm) (1).

Calculons le diamètre d_λ du grain qui, dans chaque fraction, s'il était seul représentant, aurait la même influence que la totalité des grains ; c'est le diamètre équivalent d'une fraction granulométrique uniformément répartie en poids entre d et d' avec

$$d' = (1 + \varepsilon)\, d$$

On démontre que

$$d^3_\lambda = \frac{2}{3}\, d'^3 \left[1 - \frac{1}{(1+\varepsilon)\sqrt{1+\varepsilon}}\right] \cdot \frac{1}{\ln(1+\varepsilon)}$$

Pour les deux fractions en cause, nous avons

d	d'	ε	d_λ
10	80	7	54,24
80	120	1,375	142,31

(1) En général, les fines particules de coke sont éliminées et réintroduites dans un nouvel enfournement.

d'où la variance relative devient

$$\sigma_r^2 = \frac{1}{P'} f\,\delta \left(\frac{1}{\pi_{>80}} - 2\right) 1{,}4231^3 + \frac{1}{P'} f\,g\,\delta\, d^3$$

L'étude de divers cokes métallurgiques [2.1], [2.2], [2.3] montre que

$\pi_{>80}$ varie généralement entre 40 et 70 %

$1 - \pi_{>80}$ varie donc entre 60 et 30 %

Examinons l'incidence de ces deux valeurs extrêmes sur la variance d'échantillonnage, c'est-à-dire établissons la valeur du facteur

$$A = \left(\frac{1}{\pi_{>80}} - 2\right) d^3_{80-120}$$

la valeur de d s'exprimant en dm

1) $\pi_{>80} = 40\ \%$ $A = 1{,}331$

2) $\pi_{>80} = 70\ \%$ $A = -1{,}655$

La figure 6 donne les variations du facteur A.

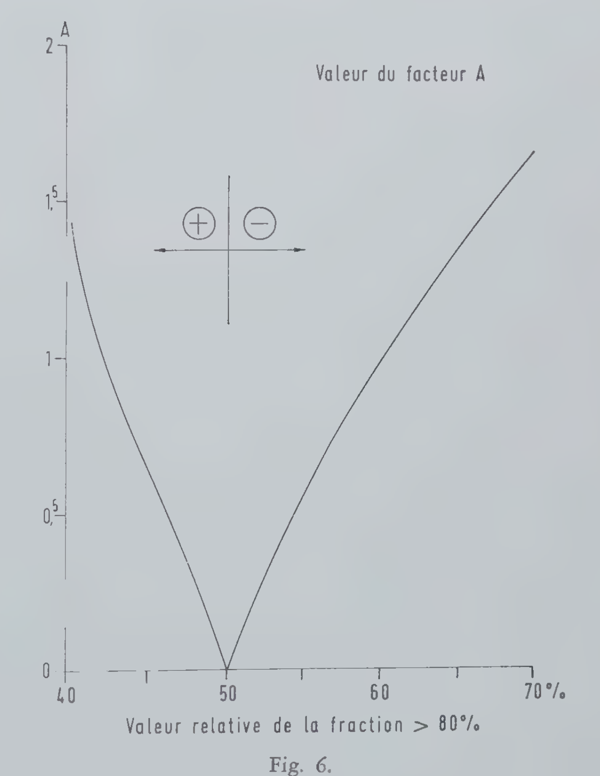


Fig. 6.

Etude de la variance d'échantillonnage lors de l'analyse granulométrique.

On constate ainsi que, si l'on accepte d'effectuer sur la tolérance relative une erreur majorante par rapport à la variance réelle, on peut admettre la valeur constante

$$A = 0$$

quelle que soit la valeur de $\pi_{>80}$.

Dans de telles conditions, on a

$$P' = \frac{f g \delta d^3}{\theta^2}$$

et la constante C prend les valeurs simples suivantes :

pour $g = 0{,}25$ $C = 0{,}125$
$g = 0{,}30$ $C = 0{,}150$
$g = 0{,}35$ $C = 0{,}175$
$g = 0{,}65$ $C = 0{,}375$

333. Dans le cas où l'on n'a pas la totalité de l'échelle granulométrique 0-120 mm du lot de coke métallurgique, on ne peut exploiter la relation précédente.

Toutefois, si l'on considère que la fraction la plus grossière est celle qui contient 8 % du poids total du lot, il vient

$$\sigma_r^2 = \frac{1}{P'} f \delta \left[\left(\frac{1}{0{,}08} - \theta^2\right) d_\lambda^3 + g d^3\right]$$

$$= \frac{1}{P'} f \delta \,(10 + g)\, d^3$$

soit approximativement

$$\sigma_r^2 \simeq \frac{10}{P'} f \delta d^3$$

La constante d'échantillonnage est alors réduite à la valeur unique approximative mais suffisante

$$C = 5$$

4. POIDS DE L'ECHANTILLON A PRELEVER

41. Généralités

Le poids de l'échantillon global à prélever est donné par la relation

$$P' = 1{,}1\ C \frac{d^3}{\theta^2}$$

La valeur de la constante d'échantillonnage ayant été déterminée, le poids de l'échantillon global se déduit par calcul ou se lit sur un abaque à points alignés (fig. 7).

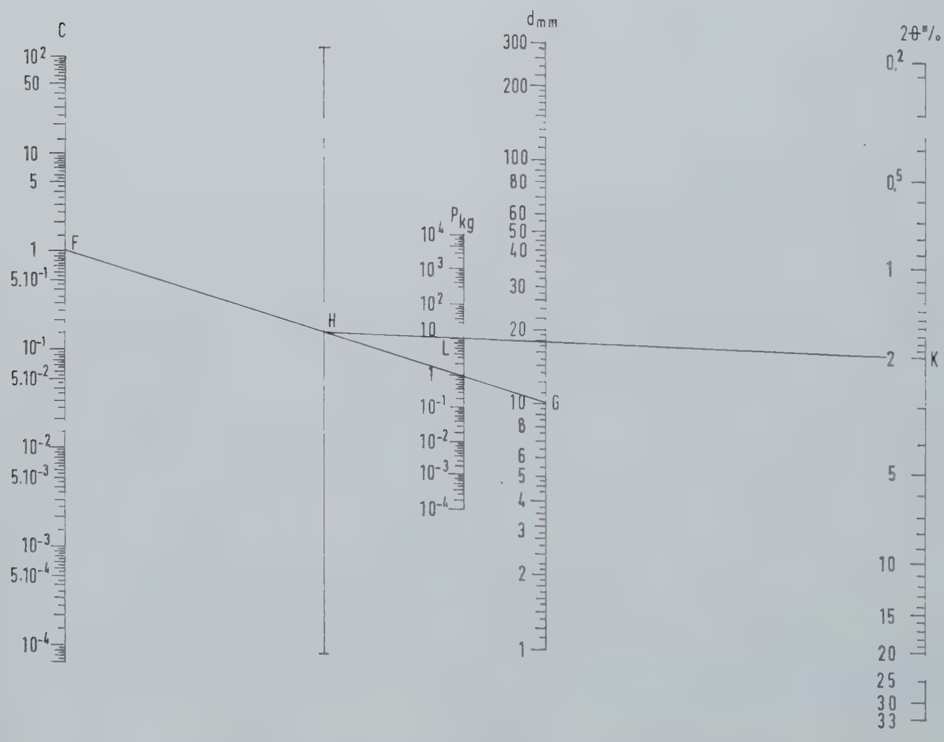


Fig. 7.

Détermination du poids de l'échantillonnage connaissant la valeur de la constante d'échantillonnage.

Construction : 1°) on trace FG ce qui donne le point H
2°) on trace HK ce qui donne le point L
en L on lit P = 10 kg.

Données : C = 1
d = 10 mm
2θ = 2 %

42. Détermination conjointe des teneurs et de la granulométrie

Si l'on désire déterminer conjointement les teneurs et la granulométrie, il y a lieu de remarquer :

1°) pour les cokes métallurgiques, la valeur de la constante d'humidité est toujours supérieure à la valeur des autres constantes ; c'est donc elle seule qui régira le poids global de l'échantillon à prélever, à moins que l'on ne désire une précision moindre pour la granulométrie ;

2°) pour les cokes dont la granulométrie ne couvre pas l'ensemble 0-190 mm, on ne peut définir, de manière absolue, l'importance relative de chaque constante : ce sont des cas particuliers.

43. Remarques

431. Si l'on accepte, comme le suggère l'Organisation Internationale de Normalisation [2.3], une tolérance absolue de 1 %, on obtient

— pour la détermination de l'humidité
— pour la détermination du taux de cendres

les valeurs reprises aux tableaux III, IV, V et VI établis pour les granulométries optimales de

< 40 mm
< 80 mm
< 120 mm

TABLEAU III

Poids théorique de l'échantillon à prélever
(tolérance absolue de 1 %)

Données générales.

Teneurs	40 mm	80 mm	120 mm
TENEUR EN CENDRES			
5 %	14	130	370
6	18	145	440
7	21	160	510
8	23	180	570
9	26	190	620
10	28	195	660
11	29	200	690
12	30	200	720
13	30	205	750
14	31	210	770
15	31	210	790
HUMIDITE			
1 %	4	70	120
2	12	135	310
3	19	180	550
4	29	225	740
5	39	260	930
6	48	310	1080
7	58	340	1230
8	67	380	1390
9	76	420	1500
10	85	450	1600

(les valeurs sont données en kg).

TABLEAU IV

Poids de l'échantillon d'une granulométrie de 0 à 40 mm.
(tolérance absolue de 1 %)

Cendres / Eau	5 %	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1 %	14	18	21	23	26	28	29	30	30	31	31
2	14	18	21	23	26	28	29	30	30	31	31
3	19	19	21	23	26	28	29	30	30	31	31
4	29	←				→	29	30	30	31	31
5	39	←								→	39
6	48	←								→	48
7	58	←								→	58
8	67	←								→	67
9	76	←								→	76
10	85	←								→	85

TABLEAU V

Poids de l'échantillon d'une granulométrie de 0 à 80 mm.
(tolérance absolue de 1 %)

Cendres / Eau	5 %	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1 %	130	145	160	180	190	195	200	200	205	210	210
2	135	145	160	180	190	195	200	200	205	210	210
3	180	←	→	180	190	195	200	200	205	210	210
4	225	←								→	225
5	260	←								→	260
6	310	←								→	310
7	340	←								→	340
8	380	←								→	380
9	420	←								→	420
10	450	←								→	450

TABLEAU VI

Poids de l'échantillon d'une granulométrie de 0 à 120 mm.
(tolérance absolue de 1 %)

Cendres / Eau	5 %	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1 %	370	440	510	570	620	660	690	720	750	770	790
2	370	440	510	570	620	660	690	720	750	770	790
3	550	←→	550	570	620	660	690	720	750	770	790
4	740	←					→	740	750	770	790
5	930	←								→	930
6	1080	←								→	1080
7	1230	←								→	1230
8	1390	←								→	1390
9	1500	←								→	1500
10	1600	←								→	1600

TABLEAU VII

Poids de l'échantillon global à prélever.
(d'après l'ISO)

Dimension nominale supérieure	Poids minimal d'un prélèvement	Essais physiques		Essais chimiques	
		Nb. de prélèvements	poids global	Nb. de prélèvements	poids global
0- 40 mm	1 kg	50	50 kg	50	50 kg
40- 50 mm	2 kg	50	100 kg	50	100 kg
50- 80 mm	2 kg	20	40 kg	50	100 kg
80-100 mm	4 kg	20	80 kg	50	200 kg
100-120 mm	4 kg	10	40 kg	50	200 kg
120-200 mm	6 kg	10	60 kg	50	300 kg

N.B. : Les nombres de prélèvements cités, et donc les poids globaux, ne sont valables que pour l'échantillonnage sur courroie. Pour déterminer les caractéristiques de cokes prélevés de manière différente, il y a lieu d'affecter les valeurs citées d'un coefficient multiplicateur donné ci-dessous :

Présentation	Coefficient
courroie	1,00
wagon	1,50
navire	2,00
tas	3,00

432. Si l'on observe les valeurs proposées dans un projet de recommandation internationale (tableau VII), [2.3], on constate que :

— seule la granulométrie est prise en considération;
— pour une granulométrie des cokes inférieure à 40 mm, le poids proposé est pratiquement égal à la moyenne des résultats théoriques;
— pour une granulométrie des cokes dont la dimension optimale est inférieure à 80 mm, il y a sous-échantillonnage.

Il paraît donc souhaitable de revoir le projet susdit à la lumière de la théorie.

433. L'Association Technique de la Sidérurgie Française propose, d'autre part, le prélèvement d'un échantillon global de 300 kg pour la détermination des teneurs [2.1].

A notre avis, cette valeur peut être admise :

— pour les cokes d'une granulométrie inférieure à 40 mm, quelle que soit la teneur en eau;
— pour les cokes d'une granulométrie optimale comprise entre 40 et 80 mm si la teneur en eau est inférieure à 5 %.

Elle ne peut être admise pour les cokes d'une granulométrie optimale supérieure à 80 mm.

434. Notons enfin que M. MICHEL suggère [2.5] le prélèvement d'un échantillon global de poids atteignant 500 kg pour l'étude de coke sidérurgique.

44. Méthodes de prélèvements

En ce qui concerne les méthodes de prélèvements, il y a lieu de se référer à la théorie générale qui prévoit [3.3], [3.5], [3.6] :

— une implantation stratifiée au hasard des points de prélèvements;
— un nombre de prélèvements élémentaires qui ne peut être inférieur à 10.

Cette dernière exigence sera pratiquement toujours vérifiée vu l'importance pondérale des échantillons globaux devant être prélevés.

5. VERIFICATION EXPERIMENTALE DE LA PRECISION DE L'ECHANTILLONNAGE (1)

51. Position du problème

L'objet de l'étude est de déterminer la composition granulométrique du coke produit par un four de pyrogénation. A cette fin, un échantillonnage a été effectué afin que la tolérance relative affectant chaque tranche granulométrique ne soit pas supérieure à 10 %.

Il est également demandé de vérifier la valeur de cette tolérance.

52. Poids de l'échantillon à prélever

Le poids de l'échantillon est donné par la relation

$$P = 1{,}1 \ C \ \frac{d^3}{\theta^2}$$

(1) Nous donnons dans ce paragraphe un exemple de vérification de la théorie ; il est évident qu'il n'est pas le seul qui fut effectué.

L'expérience pratique permet d'admettre que la dimension supérieure des grains est

$$d = 120 \text{ mm}$$

Nous avons vu d'autre part que, pour la détermination de la composition granulométrique des cokes, la constante d'échantillonnage prend la valeur

$$C = 5$$

En conséquence, pour une tolérance relative de 10 %, on a

$$P = 3.800 \text{ kg}$$

53. Mode de prélèvements

Le plan de prélèvement des échantillons de coke tel qu'il a été mis en œuvre résulte d'une stratification au hasard afin de réduire au maximum les risques d'erreurs et de permettre, d'autre part, un calcul précis de la variance relative.

Dans la totalité des 80 t de coke tout-venant, le gros coke a été séparé du petit coke sur un crible à rouleaux du genre « groeppel » à cames triangulaires dont les intervalles moyens entre cames sont de 57,2 mm.

Deux échantillons globaux ont été prélevés et analysés séparément.

Sur la totalité du gros coke séparé par criblage, environ 8.000 kg ont été prélevés. Le point de prélèvement est situé au déversement de la goulotte sur wagons, à la sortie de l'installation de criblage.

Chaque échantillon prélevé se compose comme suit :

— environ 3.800 kg destinés à l'étude de la granulométrie;

— environ 200 kg destinés à diverses études et tests caractéristiques.

Appliquant les études précitées, nous avons prévu 20 prélèvements hors du lot initial; chaque prélèvement est constitué par le contenu de 8 paniers permettant de recueillir individuellement 25 kg environ.

Afin de réaliser des prélèvements aussi représentatifs que possible du défournement, nous avons prévu 10 strates d'égale longueur (10 minutes) sur une durée totale d'écoulement de 100 minutes. La durée des strates a été fixée à 10 minutes pour assurer la facilité de manutention, tout en respectant les exigences de précision; on a prélevé 2 échantillons par strate.

Le moment des deux prélèvements dans chacune des 20 strates a été déterminé après consultation d'une table de « Nombres de Hasard », en considérant que l'écart entre deux prélèvements n'est jamais inférieur à 2 minutes.

Des 160 paniers recueillis pour chaque échantillon, on a extrait au hasard 8 paniers qui ont été analysés pour déterminer le taux de cendres.

54. Résultats obtenus

L'analyse granulométrique des deux échantillons de 3.800 kg a donné les résultats repris au tableau VIII.

On constate, dès lors, que la différence relative entre les deux échantillons analysés représente un écart moyen de 8,86 %, alors que la tolérance relative, fixée a priori, est de 10 %. On conclut donc que celle-ci est respectée.

55. Analyses des teneurs

551. Les deux sous-échantillons de 200 kg ont été utilisés pour la détermination de la teneur en cendres. On a obtenu les résultats suivants :

	Echantillon I	Echantillon II	Différence absolue	Différence relative
Cendres	10,4 %	12,7 %	2,3	22

TABLEAU VIII

Calibres en mm	Echantillon I en %	Echantillon II en %	Différence absolue	Différence relative
120-150	1,22	1,32	+ 0,10	8,2
100-120	28,90	30,78	+ 1,88	6,5
80-100	36,13	33,27	— 2,86	7,9
70- 80	16,65	15,77	— 0,88	5,3
60- 70	10,22	11,24	+ 1,02	10,–
50- 60	4,30	4,75	+ 0,45	10,4
40- 50	1,59	1,74	+ 0,15	9,4
30- 40	0,57	0,63	+ 0,06	10,5
25- 30	0,11	0,10	— 0,01	9,1
20- 25	0,09	0,10	+ 0,01	11,1
10- 20	0,22	0,20	— 0,02	9,1

552. Si l'on vérifie a posteriori la valeur de la tolérance relative, il faut noter que la constante d'échantillonnage vaut (voir tableau I et figure 4) :

$$C_e = 1{,}11$$

On peut ainsi constater que la tolérance est comprise entre les valeurs (1)

	$2\,\theta_{max}$	$2\,\theta_{min}$
Cendres	15 %	22 %

553. On constate donc que la théorie est vérifiée puisqu'en toute rigueur il aurait fallu déduire de l'écart relevé la valeur des erreurs de réduction et d'analyse.

6. CONCLUSIONS

61.

Nous devons constater que la théorie générale de l'échantillonnage, établie au départ de l'analyse de minerai [1.1] et de charbons [3.3], peut être appliquée à l'étude des cokes; seules varient les valeurs des constantes d'échantillonnage.

62.

D'une façon formelle, toute proposition théorique n'a de valeur fondamentale que si elle peut être confirmée expérimentalement; s'il en est ainsi, la réalisation pratique des exigences théoriques n'est plus alors qu'une question de technologie, peut-être complexe mais non insurmontable.

L'échantillonnage rationnel des cokes demande :

1°) l'implantation des prélèvements suivant une stratification au hasard;

2°) la constitution d'un échantillon global de poids
- — proportionnel au volume des plus gros grains,
- — inversement proportionnel à la tolérance relative;

3°) le prélèvement d'au moins dix échantillons élémentaires (ce qui est généralement le cas) sans toutefois qu'une augmentation de ce nombre apporte une précision supplémentaire.

Ces notions fondamentales ont été étudiées et développées dans le but de mettre en évidence l'erreur de prélèvement résultant, en ordre principal, de la dispersion des valeurs caractéristiques des constituants du lot à échantillonner; elles peuvent être étendues à la détermination de l'erreur de réduction résultant des manipulations consécutives de l'échantillon global en vue de la constitution de l'échantillon analytique.

63.

L'examen critique des résultats expérimentaux fait apparaître que

— la tolérance relative,
— le poids de l'échantillon global,
— la méthode de prélèvement,

sont des notions intimement liées l'une à l'autre : nier l'influence de l'une sur la précision du résultat conduit à l'effondrement de l'édifice; l'ensemble du plan d'échantillonnage forme ainsi une entité cohérente.

64.

Que devient la théorie générale de l'échantillonnage dans le cadre d'une tentative de normalisation ?

Les confirmations expérimentales de la théorie, développées dans cette étude, permettent de résoudre le problème : il suffit, en effet, de définir la tolérance relative ou absolue que l'on veut être la limite supérieure de l'erreur acceptable; l'exploitation des relations fondamentales permettra de définir le poids de l'échantillon global à prélever, ainsi que le nombre de prélèvements à implanter au hasard pour le constituer.

---

(1) P.GY démontre en effet que la tolérance est comprise entre les limites :

$$2\,\theta_{min} = \sqrt{2\,cd^3/P} \text{ et } 2\,\theta_{max} = \sqrt{4\,cd^3/P} \qquad [1.1]$$

BIBLIOGRAPHIE

1. *Etudes relatives à l'échantillonnage des minerais et charbons.*

[1.1] GY, P : Erreurs commises dans le prélèvement d'un échantillons sur un lot de minerai.
Rev. Ind. Minérale, avril 1954.

[1.2] GY, P : Echantillonnage pour analyse granulométrique.
Ann. Mines France, mars 1956.

[1.3] GY, P : Poids à donner à l'échantillon. Abaque d'échantillonnage.
Rev. Ind. Minérale, février 1956.

2. *Etudes relatives à l'échantillonnage des cokes.*

[2.1] SANNA, D. : Influence du poids de la prise d'essai sur la variabilité de l'analyse granulométrique (d'après

l'Association technique de la sidérurgie française).
Doc. IBN 156, G T VII/9, 1960.

[2.2] SANNA, D. : Variabilité de l'analyse granulométrique d'un lot de coke dans le cas d'une prise d'essai de 100 kg (d'après l'Association technique de la sidérurgie française).
Doc. IBN 156, G T VII/10.

[2.3] ISO/TC27/SC3/n° 2 F : Avant-projet revisé pour l'échantillonnage du coke.

[2.4] Documents divers de l'ISO/TC27/WG 8.

[2.5] MICHEL, M. : Contribution à l'étude de l'humidité du coke sidérurgique.
Doc.. IBN 156, G T VII/56, 1967.

3. *Publications personnelles.*

[3.1] Etude statistique de l'échantillonnage des charbons.
3e Conf. Int. sur la préparation des charbons, Liège, 1958.

[3.2] L'échantillonnage des minerais : tentatives de synthèse.
Congrès International « Les mathématiques de l'Ingénieur », Mons, 1958.

[3.3] Théorie générale de l'échantillonnage des matériaux pondéreux.
Doc. ISO/TC27/WG7, 135.

[3.4] Essais d'une théorie de l'échantillonnage. Application à l'échantillonnage du coke.
Ass. Techn. de la Sidérurgie française.
Doc. 61-143, février 1961.

[3.5] Etudes expérimentales de la théorie de l'échantillonnage.
Doc. ISO/TC27/WG7, 172.

[3.6] Etude comparative de méthodes d'échantillonnage de charbons sur wagon et allège.
Ann. Mines Belgique, 1964, n° 3.

Sélection des fiches d'INIEX

INIEX publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.

b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés.

C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. **A 31** Fiche n° **52.648**

W. ARNOLD et H. WILKE. Braunkohlentagebaue in Südosteuropa. *Les exploitations de lignite à ciel ouvert dans l'Europe du Sud-Est.* — **Bergbautechik,** 1969, mai, p. 267/278, 12 fig.

Cet article se base sur les résultats d'enquêtes, de consultations et de travaux de planification effectués par la Division « Charbon » du VEB. PKB de Berlin, en rapport avec l'exloitation des lignites des pays suivants : Hongrie, Roumanie, Bulgarie, Yougoslavie. Les auteurs passent en revue les conditions qui prévalent dans chacun de ces pays.

Biblio. 16 réf.

IND. **A 354** Fiche n° **52.650**

A.E. AHO. Base metal province of Yukon. *Les gisements de métaux de base du Yukon.* — **Canadian Mining and Metallurgical Bulletin,** 1969, avril, p. 397/409, 5 fig.

Le Yukon est une des régions les plus riches du Canada au point de vue de la minéralisation. Elle s'étend sur plus de 600 km. Elle est fortement plissée et métamorphique. La minéralisation, surtout de remplacement, est d'âge très ancien, surtout du Cambrien inférieur. Les gisements sont souvent associés à des manifestations volcaniques ou à des phénomènes tectoniques. Les différents districts miniers montrent d'importants dépôts de remplacement stratiformes, sulfures de zinc, fer, cuivre, plomb avec des réserves considérables. D'autres gisements doivent encore être découverts dans le Yukon ou l'Alaska. L'ar-

ticle donne la description des gisements reconnus et des exploitations existantes.

IND. **A 40** Fiche n° **52.708**

G.R. ROGERS. Future utilization of mining geophysics. *L'utilisation future de la géophysique en exploitation.* — **Mining Congress Journal,** 1969, avril, p. 55/61, 6 fig.

L'auteur discute l'application des méthodes de prospection géophysique et leur évolution dans les recherches futures. Il cite de nombreux travaux publiés sur le sujet et des exemples d'application démonstratifs. Il souligne cependant le fait que les levés de vastes étendues de territoire, notamment par la méthode électromagnétique, révèlent souvent des anomalies qui ne se rapportent pas à des gisements minéraux que l'on recherche. La probabilité de découverte importante est extrêmement faible. Sur le continent américain, des frais d'exploration considérables ont été consentis, mais il convient de ne se lancer dans des explorations géophysiques qu'après mûre considération du choix des méthodes et organisation sérieuse de leur mise en œuvre. Actuellement, il faut signaler la faveur dont jouit la méthode de polarisation induite. D'autre part, des perfectionnements sensibles sont apportés à des méthodes anciennes comme la gravimétrie et l'analyse des terrains par sondage. L'emploi croissant des ordinateurs est à noter dans ce domaine.

IND. **A 40** Fiche n° **52.718**

W.A. WILLOX et D.B. TIPPER. Aerial techniques in mineral exploration. *Les techniques aériennes en prospection.* — **Mining Technology,** 1969, mai, p. 19/23 et p. 34, 4 fig.

Les techniques de levés aériens pour la prospection de vastes régions possèdent des avantages importants : rapidité, indépendance des difficultés naturelles et possibilité de déceler des particularités qu'un examen rapproché laisserait échapper. Ces techniques peuvent se diviser en deux catégories : la photogéologie et la géophysique aérienne. Ces deux méthodes sont exposées en détail avec exemples de photographies et de levés. La photogéologie donne des vues au 1/20.000 ou au 1/50.000 stéréoscopiques et de préférence en couleurs, qui permettent de tirer des conclusions géologiques nombreuses. Les levés géophysiques aériens se font surtout au magnétomètre, à enregistrement continu ou à lecture absolue, l'indication du nombre de gammas (variant généralement de quelques unités à quelques centaines) étant reportée sur une carte topographique sur laquelle on dessine ainsi des courbes équimagnétiques. D'autres méthodes géophysiques reçoivent des applications intéressantes avec instruments aéroportés : la radiométrie, les levés électromagnétiques. Leurs principes de base et leurs domaines d'emploi sont indiqués.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. **B 4110** Fiche n° **52.621**

G. McALPINE. « Spearhead face » in a 42-in seam. *Une taille à la pointe du progrès dans une couche de 1,05 m.* — **Colliery Guardian,** 1969, mai, p. 281/286, 8 fig.

On s'efforce de réaliser dans chaque district du N.C.B. une exploitation de taille dont l'organisation soit modèle, le rendement élevé, et ce, en dehors des charbonnages dont la mécanisation est particulièrement à la pointe du progrès. Le charbonnage de Lady Victoria a été choisi pour la Division d'Ecosse. La taille dans la couche de 1,05 m est équipée d'une machine AB 125 à deux directions, de soutènement Gullick à progression mécanique, 6 étançons. On pratique le foudroyage du toit et le chargement à la main dans les niches. En 1967-1968, on a poussé l'organisation de manière à obtenir des avancements de 24 m par semaine et des rendements taille de 9 t. La rencontre d'une région failleuse et d'une étreinte a diminué les résultats et les efforts d'organisation ont été reportés sur une autre taille, équipée d'une machine AB à une seule direction. L'article fournit des tableaux montrant les productions, nombre de coupes, rendements, avancements par semaine et commente les résultats. Il énonce des suggestions pour l'amélioration de l'exploitation : suppression des niches par l'emploi de machines à double direction ou de deux machines par taille, têtes motrices de type bas et télécommandées, etc.

IND. **B 4110** Fiche n° **52.730**

M.D. ROSS. Planning and organisation of US longwall faces. *Projet et organisation de longues tailles aux Etats-Unis.* — **CEE Proceedings of the Sixth Mining Engineering Conference,** 1968, octobre, p. 9/10.

L'introduction des longues tailles aux Etats-Unis est subordonnée à certaines conditions : ouverture de couche assez constante et inférieure à 2,40 m, toit pouvant être foudroyé, mur assez résistant, longueur de taille 90 à 200 m, longueur de panneaux de 600 à 1.800 m. L'organisation et le choix de l'équipement jouent un grand rôle. L'adaptation de la main-d'œuvre américaine à cette méthode d'exploitation développée en Europe requiert une préparation et une formation qui sont systématiquement entreprises. Il en est de même en ce qui concerne la construction

et la mise au point du matériel pour lequel on est actuellement plutôt tributaire de l'Europe.

IND. **B 4110** Fiche n° **52.731**

J.V. BLAIKLOOK. British views on longwall in the U.S.A. *Point de vue des Britanniques sur les longues tailles américaines.* — **CEE Proceedings of the Sixth Mining Engineering Conference,** 1968, octobre, p. 11/12.

Aux Etats-Unis, l'exploitation par longues tailles a rencontré depuis son introduction assez récente des succès et des échecs, mais elle tend à se développer et, dans certains cas où les conditions géologiques sont peu favorables, une solution doit encore être recherchée pour rendre l'exploitation profitable, surtout en couches minces. On estime que la couche doit être régulière avec assez bon toit et mur résistant. La réglementation imposant généralement au moins quatre entrées avec recoupes à courts intervalles, les traçages sont onéreux et il faudrait augmenter la longueur des fronts, ce qui crée des difficultés du côté des convoyeurs blindés. Le boulonnage est généralement appliqué. Les traçages ayant souvent 4,80 m de largeur, la suppression des niches est facile. L'équipement, l'organisation et la surveillance ne soulèvent pas de difficultés particulières.

IND. **B 4112** Fiche n° **52.729**

G. COOK. Design and operation of an advance-retreat face at Moorgreen colliery. *Projet et réalisation d'une taille avançante-rabattante au charbonnage de Moorgreen.* — **CEE Proceedings of the Sixth Mining Engineering Conference,** 1968, octobre, p. 3/9, 3 fig.

La couche est exploitée au niveau de 390 m et a 1,48 m d'ouverture avec 0,28 m d'intercalation en deux bandes. La longueur de taille est de 230 m environ et le panneau à exploiter a 2.500 m de longueur. Le système mixte d'exploitation comprend une machine Trepanner à double direction de coupe, montée sur convoyeur blindé donnant quatre cycles par poste et un avancement de 2,70 m/poste. L'article fournit les détails du soutènement à progression mécanique. On pousse trois galeries de traçage à 180 m en avant du front avec un mineur continu et à 4,20 m de largeur. On a réalisé la suppression de la niche de la voie d'extrémité. L'organisation de la surveillance et du contrôle, la répartition de la main-d'œuvre aux trois postes et les résultats obtenus pendant une période de six mois environ sont exposés et certaines améliorations souhaitées sont indiquées.

IND. **B 4112** Fiche n° **52.732**

E. HUGHES. Experiences in high speed retreat workings at Snibston colliery. *Expériences en exploitation rabattante avec grands avancements au charbonnage de Snibston.* — **CEE Proceedings of the Sixth Mining Engineering Conference,** 1968, octobre, p. 12/17, 2 fig.

Le charbonnage de Snibston dans le Sud Midlands exploite quatre couches sous une région habitée. Pour éviter des dégâts à la surface, on a d'abord exploité à 50 % en laissant des piliers de 55 m, séparés par des déhouillements égaux. Puis on a décidé de pratiquer l'extraction totale en déhouillant les piliers par des tailles de 55 m, rabattantes, avançant rapidement afin de ne provoquer que peu d'affaissements dommageables. La durée de vie d'une taille ne dépasse pas 125 jours, y compris les traçages, 50 jours de production et la récupération du matériel. Longueurs de taille : de 35 à 55 m. Avancement moyen 9,40 m/jour; deux postes, rendement moyen 17.200 kg, y compris les traçages, 31.100 kg pour la taille seule. La hauteur extraite est de 1,65 m. La machine AB 125 cv à double direction a un tambour de 1,50 × 0,60 m. Les étançons à progression mécanique sont des Wild 5050. On fait 20 passes par jour. L'article décrit l'élaboration de ce projet d'exploitation, sa réalisation, son organisation et conclut en fournissant des résultats qui sont jugés très satisfaisants.

IND. **B 4112** Fiche n° **52.733**

E.E. CLEAVER. Some aspects of retreat mining. *Quelques aspects de l'exploitation rabattante.* — **CEE Proceedings of the Sixth Mining Engineering Conference,** 1968, octobre, p. 17/21.

Dans le bassin du sud Durham, on pratique l'exploitation par courtes tailles rabattantes qui réduit les frais de traçages et élimine les niches. La courte durée de vie des tailles pose naturellement des problèmes d'organisation : certaines tailles ne durent que 10 à 20 semaines. On atteint jusqu'à 219 coupes en une semaine, ce qui correspond à un avancement de 80 m. Les traçages creusés au mineur continu Joy ou Mavor-Coulson avancent jusqu'à 200 m par semaine. La longueur de taille est normalement de 60 à 80 m. Des relevés de production, de rendement, d'avancements et de salaires sont fournis pour des périodes de plusieurs mois. Le transport du personnel et du matériel a été soumis à une étude approfondie en raison de la fréquence des déplacements. Tracteurs et remorques monorail, système Becorit et Coolie-car sont largement utilisés. L'article se termine par quelques commentaires concernant la surveillance et l'organisation et un aperçu des besoins futurs.

IND. **B 4113** Fiche n° **52.623**

J.H. STONE. Down in Sherwood something stirred. *Progrès réalisés au charbonnage de Sherwood.* — **Colliery Guardian,** 1969, mai, p. 294/298, 11 fig.

Rappelons que le « système Stone » consiste à utiliser dans une taille de 150 m deux machines

à double direction de coupe par tambours verticaux (construction Webster, de Sheffield), chaque machine opérant sur 75 m, avec un court convoyeur entre les deux portions, déchargeant dans un convoyeur blindé placé entre les étançons arrière du soutènement à progression mécanique. Les essais effectués à Sherwood, Nord Nottinghamshire, ont été limités à un front de 75 m avec une machine Webster qui coupe 37 cm en une course aller et retour sans niche. La couche a 1,27 m, à 450 m de profondeur, elle est légèrement inclinée. Les essais commencés en septembre 1968 ont conduit à diverses mises au point et modifications apportées aux organes de direction de la machine (vérins hydrauliques), aux unités de soutènement et aux stations d'ancrage. La méthode d'opération de la machine a été révisée suivant un schéma divisé en quatre stades. Les résultats observés montrent qu'avec une équipe de cinq hommes et une vitesse de 4,50 m/min, on peut obtenir une coupe de 37 cm en 15 min, avec une production de 40 t. Avec 6 coupes par poste, on arrive donc à 240 t. Ces essais sont considérés comme très satisfaisants et prometteurs. La pierre d'achoppement actuelle est constituée par le bosseyement qui suit difficilement les avancements rapides du front de taille.

IND. **B 510** Fiche n° **52.645**

R. CIESIELSKI. Probleme der bergmännischen Planung in Tagebaubetrieben. *Problèmes de la planification minière dans les exploitations à ciel ouvert.* — **Bergbautechnik,** 1969, mai, p. 225/229, 1 fig.

Les directives afin de déterminer le rendement optimal des exploitations de lignite à ciel ouvert sont basées sur la minimisation des dépenses en main-d'œuvre et en moyens matériels requis pour la production, le transport et la transformation. Conformément à cet objectif, on a remplacé le planning de la mine pour une année d'exercice, par un planning qui a trait à tout le système et qui couvre toutes les opérations d'exploitation du champ. Dans ce but, les problèmes suivants doivent trouver d'urgence une solution : 1) Fourniture de données primaires statistiques, en vue de satisfaire aux programmes de machines à calculer. A cet effet, il importerait d'extrapoler les méthodes appliquées aux mines à ciel ouvert de Lusace à toutes les autres mines - 2) Les données récoltées uniquement du point de vue physique doivent être présentées avec l'objectif de déterminer les propriétés de résistance et de stabilité des sols - 3) Un système de réglages fondamentaux doit être élaboré pour déterminer les dépenses socialement requises pour chacune des variantes de l'exploitation à découverte - 4) On doit établir des algorithmes en vue de déterminer les capacités de la mine, tant en volume de production qu'en rendement, en recourant au transport par bandes et par roulage.

Biblio. 5 réf.

IND. **B 510** Fiche n° **52.834**

S.M. BROCK. Benefit-Cost analysis of surface coal mining. *L'analyse du prix de revient d'une exploitation de charbon à ciel ouvert.* — **Mining Engineering,** 1969, mai, p. 75/77, 1 fig.

L'estimation du prix de revient et du bénéfice d'une exploitation de surface d'une couche de charbon doit tenir compte de multiples éléments, parmi lesquels la pollution des eaux de rivière et la remise en état de culture ou de boisement des terrains, ont leur place. L'article considère plus particulièrement le cas de l'exploitation de Myles Job dans le N.O. de la Virginie. Il estime et analyse les frais d'exploitation privés, propres à la mine elle-même, et ensuite les frais externes résultant de la législation en la matière. Il montre les lacunes qui existent dans la documentation et dans la réglementation en ces domaines cependant essentiels à une juste évaluation.

IND. **B 54** Fiche n° **52.657**

H. SCHULTE. Die Bohr- und Schiessarbeit im Kalkwerk Winterberg. *Les travaux de forage et de tir dans la carrière de calcaire de Winterberg.* — **Zement-Kalk-Gips,** 1969, avril, p. 149/153, 9 fig.

L'auteur décrit les améliorations apportées, durant l'année écoulée, aux techniques concernant les travaux de forage et de tir de la carrière de calcaire Winterberg de la Steine und Erden GmbH à Goslar. Deux perforatrices rotatives à tiges ont été remplacées par un wagon-drill moderne à un seul opérateur. On est passé du plan de tir à une ligne de trous à celui comportant plusieurs lignes. Afin d'abaisser le prix de revient des explosifs, on utilise maintenant du nitrate d'ammonium en vrac. La comparaison des résultats techniques et économiques montre que les prix de revient d'abattage se sont abaissés de 17 % par rapport aux procédés utilisés précédemment.

Résumé de la revue.

IND. **B 54** Fiche n° **52.736**

E.B. HAYES, M. SPLAINE et R.D.R. WHITAKER. How to get the most out of the open pit fleet. *Comment retirer le meilleur rendement du matériel de transport d'une exploitation à ciel ouvert.* — **Engineering and Mining Journal,** 1969, mai, p. 97/101, 6 fig.

L'article étudie les problèmes de transport qui se présentent dans les exploitations à ciel ouvert de minerai de cuivre de l'Afrique Centrale : enlèvement du découvert par pelles mécaniques et transport par camions automobiles sur pneus. Il

s'agit de déterminer le nombre de camions qui doivent être affectés au service d'une pelle mécanique de manière à en obtenir le meilleur rendement. Si plusieurs pelles sont utilisées, comme leur situation n'est pas nécessairement la même, il faut déterminer le travail de chacune et lui attribuer le nombre de camions qui lui convient. Des courbes peuvent ainsi être tracées, qui montrent le pourcentage d'utilisation de la pelle mécanique correspondant à un nombre de camions déterminé. Le problème peut être envisagé sous un autre angle : rechercher non le rendement le plus économique, mais la production maximale. L'article se termine par des considérations sur la prévision de production de l'exploitation et le calcul du prix de revient par unité de production.

C. ABATTAGE ET CHARGEMENT.

IND. **C 2210** Fiche n° **52.765**

C.G. WHITE. A rock drillability index. *Indice de forabilité des roches.* — **Quarterly Journal of the Colorado School of Mines,** 1969, avril, 92 p., 37 fig.

La méthode de détermination du degré de forabilité des roches, exposée dans cet article, présente la particularité d'envisager aussi bien le forage par rotation, par percussion ou par rotation-percussion, et aussi les roches de toute nature, depuis les plus tendres jusqu'aux plus dures. L'indice de forabilité est basé sur la mesure du taux de pénétration atteint par un taillant de 18 mm de diamètre forant un trou de 10 cm de profondeur. Un indice d'abrasion est également proposé, basé sur le changement de surface du profil du taillant. Les indices de forabilité et d'abrasion ont été déterminés pour 98 types de roches. Les propriétés physiques de celles-ci ont été obtenues afin de préciser les relations entre ces propriétés physiques et les indices de forabilité. La description de l'équipement utilisé et de son mode d'emploi comprend la machine proprement dite, les taillants et forets et un microprojecteur. Les résultats des essais et les conclusions qu'on peut en tirer sont exposés et commentés.

Biblio. 30 réf.

IND. **C 40** Fiche n° **52.662**

H. KUNDEL. Handbuch der Mechanisierung der Kohlengewinnung. *Manuel de la mécanisation de l'abattage du charbon.* — **Verlag Glückauf GmbH,** 3[me] édition, Essen, 1969, 198 p., 80 fig.

1. Introduction - 2. Considérations générales sur la mécanisation de l'abattage du charbon - 3. Conditions préalables imposées à la mécanisation de l'abattage du charbon - 4. Possibilités techniques de réaliser un abattage du charbon entièrement mécanisé - 5. Calcul des coûts de revient dans des tailles à abattage entièrement mécanisé - 6. Contribution à l'étude de la rentabilité de la mécanisation dans la taille - 7. Projets d'organisation de l'exploitation des tailles hautement productives - 8. Indications pratiques pour la mise en œuvre d'installations en vue d'une exploitation du charbon entièrement mécanisée.

Biblio. 141 réf.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAIN. SOUTENEMENT.

IND. **D 121** Fiche n° **52.809**

K.H. HEYNE et A. ADLER. Zur Bestimmung dynamischer elastischer Kennwerte unter triaxialem Druck. *Détermination des caractéristiques dynamiques et élastiques de la roche soumise à une compression triaxiale.* — **Bergakademie,** 1969, juin, p. 334/339, 7 fig.

Après une brève revue de la littérature relative à l'application des ultrasons aux éprouvettes de roche, l'auteur décrit l'appareillage utilisé et énumère les résultats des épreuves sur échantillons de sel gemme dur s'étendant avec une symétrie rotative, mis en charge par voie hydrostatique. L'auteur expose, interprète et discute les dépendances fonctionnelles des déformations, vis-à-vis de la nature et du type d'état de contrainte, d'une part, et de la vitesse d'onde et des caractéristiques élastiques dynamiques, d'autre part. Lors des épreuves effectuées à l'aide de la presse DB 600/300 en compression triaxiale vraie, il met l'accent sur la nécessité d'étudier l'influence exercée par le frottement final de surface.

Biblio. 15 réf.

IND. **D 124** Fiche n° **52.683**

H. PASCAL. Sur quelques méthodes de détermination « in situ » de la perméabilité du milieu poreux. — **Revue de l'Institut Français du Pétrole,** 1969, mars, p. 275/289, 4 fig.

On étudie dans cet article la possibilité de déterminer, in situ, la perméabilité du milieu poreux en utilisant quelques particularités de la propagation des ondes de pression, ainsi que le cas de l'exploitation du puits à un régime imposé du point de vue de la variation du débit en temps. Pour le cas de la propagation des ondes de pression, on met en évidence, grâce à l'existence du phénomène de dispersion, la dépendance de la vitesse de propagation en fonction de la perméabilité. Pour le cas d'un régime de variation imposée du débit du puits, on établit les relations qui permettent la détermination de la fonction transitoire

de la pression de fond correspondant à l'exploitation du puits à un débit constant.

Biblio. 17 réf.

Résumé de la revue.

IND. **D 220** Fiche n° **52.841**

F. JABUREX. Die Rheologie in der Gebirgsmechanik. *La rhéologie dans la mécanique des roches.* — **Berg- und Hüttenmännische Monatshefte,** (Vienne), 1969, avril, p. 94/99, 9 fig.

L'étude des efforts et des mouvements dans le massif nécessite, quand il s'agit de processus qui sont fonction du temps, des connaissances rhéologiques fondamentales. Celles-ci résultent de représentations sur modèle réduit, pour des matières idéales ayant des propriétés visco-élastiques ou plastiques, qui permettent de plus en plus de traiter de tels processus également par le calcul. Rappel des développements concernant la mécanique des roches au cours des années récentes sur les sujets suivants : théorie de l'élasticité, théorie de la plasticité, rhéologie, mécanique des sols et des terrains. Fondements de la rhéologie. Comportement rhéologique du terrain. Nouvelles méthodes de calcul et perspectives.

Biblio. 10 réf.

Résumé Cerchar, Paris.

IND. **D 2220** Fiche n° **52.842**

H. HABENICHT. Methoden Gebirgsmechanischer Forschung in den U.S.A. *Méthodes de recherches de mécanique des roches aux U.S.A.* — **Berg- und Hüttenmännischen Monatshefte,** 1969, avril, p. 99/104, 5 fig.

Répartition de l'activité et tendance de son développement. Méthode importante de mesures de la déformation et des contraintes et applications. Mesure des mouvements de terrains par ancrages au massif. Mesures de changements de pression à l'aide de cellules hydrauliques en trous de sonde. Mesures de pression absolue dans le terrain par la déformation à la détente (dispositif utilisé par le U.S. Bureau of Mines : description et utilisation). Observations de convergence.

Biblio. 5 réf.

Résumé Cerchar, Paris.

IND. **D 2223** Fiche n° **52.620**

L.J. THOMAS. Rock movement around roadways. *Les mouvements de terrains autour des voies.* — **Colliery Guardian,** 1969, mai, p. 273/280, 11 fig.

Le Mining Research Establishment, Isleworth, a entrepris une série de mesures des mouvements de terrains dans les travaux souterrains. L'article étudie les observations faites au charbonnage de Bilsthorpe, Nord-Nottingham, d'une part, dans une voie en charbon ferme et, d'autre part, dans une voie en remblais anciens. Quatre sections de mesures ont été installées, deux dans chacune des voies d'une même taille. La couche a 1,83 m, à 625 m de profondeur. La situation des lieux et les conditions de travail sont exposées. Les deux voies étant garnies de cintres métalliques, on a installé à chaque station des enregistreurs de convergence, des boulons de toit, des cellules dynamométriques sous les montants des cintres et un appareil spécial enregistreur de convergence dans les remblais. Les résultats observés sont longuement analysés : mouvements de terrains, affaissements du toit, soulèvement du mur, séparations de bancs, écrasement de remblais, mouvements latéraux, effets du temps et taux de convergence, déformation du soutènement. Le mécanisme des mouvements de terrains met en évidence quatre faits d'observation : 1) relaxation des bancs à proximité du front de taille, suite au déhouillement - 2) affaissement du toit combattu par le soutènement provisoire - 3) affaissement du toit combattu par le soutènement définitif et les remblais - 4) écoulement pseudo-plastique des roches des zones soumises à de fortes pressions vers les galeries et les remblais.

IND. **D 2225** Fiche n° **52.807**

J. FENK. Zum Verhalten von Pfeilern im visko-elastisch-plastischen Gebirge. *Comportement de piliers en terrains visco-élastico-plastiques.* — **Bergakademie,** 1969, juin, p. 324/328, 4 fig.

Une connaissance approfondie du comportement des piliers soumis à des sollicitations statiques et dynamiques de la roche est la condition préalable pour déterminer les dimensions de ces piliers. Une méthode appropriée pour caractériser ce comportement réside dans la réalisation de mesures opérées in situ. L'auteur décrit les résultats les plus importants de mesures de déformations transversales d'allongement ou de raccourcissement, effectuées dans les trous de sonde. Ces mesures mettent en relief la possibilité d'un comportement élastique des piliers en terrains visco-élastiques; comme résultat de ce comportement, on tire des conclusions utiles à la stabilité des piliers et conséquemment à de nouvelles méthodes d'exploitation.

Biblio. 3 réf.

IND. **D 47** Fiche n° **52.600**

W. GIMM et P. SIEBLER. Der schreitende Ausbau im sovjetischen Kohlenbergbau im Spiegel der internationalen Bergbauaustellung Moskau 1967. *Le soutènement mécanisé dans les charbonnages soviétiques à l'Exposition internationale des Mines de Moscou 1967.* — **Bergakademie,** 1969, mai, p. 257/263, 12 fig.

Au cours des dernières années, d'importants progrès ont été réalisés dans les soutènements

mécanisés soviétiques, en particulier en ce qui concerne : 1) le perfectionnement de types existants - 2) la construction rénovée de types universellement utilisables - 3) l'évolution vers une utilisation générale massive des soutènements mécanisés. En matière de développement et d'application de constructions spéciales, comme pour les couches puissantes en plateures, les couches à mauvais toit, les couches en dressant exploitées avec foudroyage descendant, l'industrie nationale a réalisé des types de soutènements qui, même pour les charbonnages des pays étrangers, présentent un très grand intérêt.

Biblio. 6 réf.

IND. **D 47** Fiche n° **52.702**

A. THORNDIKE. Die Mechanisierung der Ausbauarbeit in einem Flöz mit weichem Liegenden. *La mécanisation des opérations de soutènement dans une couche à mur tendre.* — **Glückauf,** 1969, 12 juin, p. 527/535, 16 fig.

A partir de l'exemple de deux tailles en couche Anna, dont le mur est très tendre, l'auteur traite de la mécanisation du soutènement qui débuta dans des conditions très difficiles. Ni les étançons isolés à frottement, ni les étançons hydrauliques ne permirent de réaliser un contrôle satisfaisant du toit de cette couche. Les difficultés de ce contrôle se réflétaient dans les résultats techniques et financiers d'exploitation. L'influence du mode de soutènement et de la forme de la rémunération de la main-d'œuvre sur le rendement du soutènement et sur le prix de revient taille constituèrent le point de départ des considérations relatives au coût du soutènement mécanisé. Pour les deux tailles considérées, l'auteur expose l'influence du mode de soutènement sur les dépenses de main-d'œuvre, en fonction des tonnages extraits journellement de ces tailles. Le soutènement mécanisé, en raison des dépenses de premier établissement qu'il implique, doit nécessairement conduire à une forte concentration d'exploitation, c'est-à-dire à une production journalière accrue. La conversion d'une taille au soutènement mécanisé représente une large intervention dans le régime de marche de la taille. La mesure correcte de la valeur du soutènement mécanisé doit résulter des enseignements de mises en œuvre préalables effectuées à titre d'essais. Le soutènement et le mode d'abattage ne sont pas indépendants l'un de l'autre; bien au contraire, en vue d'un contrôle efficace du toit, ils doivent être considérés comme un tout. Dans les deux tailles en couche Anna décrites, bien que le soutènement et le mode d'abattage aient été largement harmonisés, il se produisit à des intervalles de temps irréguliers — variant de quelques semaines à quelques mois — des détériorations dans le contrôle du toit telles que ces tailles ne purent continuer leur activité qu'en appliquant des mesures supplémentaires, par exemple : garnissage du toit par treillis métallique et éventuellement retour au travail manuel. A partir des expériences récoltées en matière de soutènement mécanisé, l'auteur déduit les exigences vis-à-vis d'un soutènement futur. Pour terminer, il en expose les résultats économiques et, parallèlement, mentionne la diminution de la fréquence des accidents dus au soutènement. Il se confirme ainsi que le soutènement mécanisé, en raison du meilleur contrôle du toit qu'il permet, à l'opposé des étançons individuels à frottement ou hydraulique, a rendu possible l'exploitation rentable d'une couche telle que Anna, à mur très friable. Malgré des contrecoups occasionnels, on réalise une diminution du coût de revient à la taille de l'ordre de 1,7 DM/t.

IND. **D 47** Fiche n° **52.762**

J.G. HIND et C.G. BLACKMORE. The withdrawal of powered supports. *Le désameublement de soutènements mécanisés.* — **The Mining Engineer,** 1969, juillet, p. 601/609 (y compris discussion).

Il est généralement reconnu que l'installation efficiente des soutènements mécanisés exige un planning détaillé. La récupération et le transfert de ceux-ci, au terme de l'activité de la taille, sont souvent des tâches difficiles et les travaux de désameublement et de retrait des éléments nécessitent le même planning minutieux. Le présent article : 1) analyse le besoin d'une récupération rapide et efficiente - 2) expose les méthodes disponibles - 3) traite d'une manière détaillée des préparatifs nécessaires, des exigences formulées vis-à-vis de la main-d'œuvre, des équipements et de l'opération de désameublement proprement dite. Les auteurs examinent les coûts des différentes méthodes et chiffrent les dépenses causées par tout retard apporté à la récupération. Ils aboutissent à la conclusion inéluctable que les retards apportés à cette opération donnent lieu généralement à des dépenses élevées tant pour le charbonnage que pour l'industrie.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. **E 122** Fiche n° **52.622**

E. JUROSKA. Eliminating face conveyor creep. *L'élimination du glissement du convoyeur de taille.* — **Colliery Guardian,** 1969, mai, p. 288/293, 11 fig.

Prenant comme exemple l'exploitation d'une couche de 0,90 m, inclinée à 16°, avec machine à tambour montée sur convoyeur blindé, l'auteur montre comment se produit, à chaque mouvement de reptation du blindé pour suivre l'avancement

du front de taille, un mouvement de descente vers la voie inférieure. Ce glissement vers le bas du convoyeur de taille s'accentuant, doit être corrigé, d'où pertes de temps et dépense d'énergie. L'auteur analyse et évalue le glissement du convoyeur blindé et montre les inconvénients qui en résultent, notamment sur le transfert du charbon du convoyeur blindé de taille au convoyeur de la voie. Ce glissement longitudinal dans les tailles dont le front avance suivant la direction des bancs peut être combattu par des systèmes d'ancrage qui s'opposent au déplacement vers la pente tout en permettant le déplacement suivant l'avancement en direction.

IND. **E 122** Fiche n° **52.852**

H.J. LUERIC. Vorschubkraft, Vorschubweg und Klettern beim Rücken von Strebförderern. *Poussée, course et grimpage de convoyeurs de taille lors du ripage de ceux-ci.* — **Glückauf-Forschungshefte**, 1969, juin, p. 93/102, 13 fig.

Il est possible de se rendre compte du comportement du convoyeur blindé, lors du ripage dans des tailles à rabot et à abatteuse-chargeuse à tambour, à l'aide de familles de courbes caractéristiques, à partir desquelles on peut lire, outre les conditions de ripage auxquelles on peut s'attendre, l'effort de ripage nécessaire à l'obtention d'une profondeur de coupe donnée. Avec un corps de rabot de 300 mm de largeur, on peut réaliser les profondeurs usuelles de coupe, avec les couloirs de blindé actuellement disponibles sur le marché, pour les efforts de ripage qui peuvent survenir et sans que les raclettes ne soient conditionnées au profil du couloir. Parmi d'autres types de rabots très étroits, tel le rabot Méga à rampe, utilisé en association avec les couloirs SL 524, certains d'entre eux exigent des efforts de ripage plus élevés en vue d'obtenir une profondeur de coupe donnée. Pour ce type de rabot, en assemblant par boulons à la face antérieure du blindé, une tôle de chargement de forme adéquate, on amène ainsi les efforts de ripage à un ordre de grandeur correspondant aux types de rabots les plus larges, tout en imposant simultanément une profondeur de coupe plus grande. Lors de l'abattage coupant avec abatteuse-chargeuse à tambour, le comportement au ripage de couloirs rectangulaires n'est guère satisfaisant et ce, en raison de la tendance à « grimper » qu'ils manifestent tout au long du trajet de ripage plus long exigé. L'emploi de tels couloirs rectangulaires exige des dispositifs spéciaux de chargement qui assurent un nettoyage convenable de l'allée libre (côté front) avant le ripage. Si la structure du mur le permet, les couloirs à section rectangulaire, munis d'une rampe de chargement, ainsi que les couloirs SL 524, équipés avec tôles de chargement de forme appropriée, rendent superflu le recours à d'autres dispositifs de chargement.

IND. **E 1310** Fiche n° **52.641**

R. KUESTER. Entwicklungsstand des Erzeugnisses schwerer und rückbarer Bandanlagen. *Etat du développement de la production de convoyeurs à bande du type lourd et ripable.* — **Bergbautechnik**, 1969, avril, p. 193/197.

Dans l'introduction, l'auteur analyse les conditions des exploitations à ciel ouvert de la République Démocratique d'Allemagne et en tire des conclusions destinées aux ingénieurs qui conçoivent et réalisent les convoyeurs à bande et ceux qui les utilisent. Il caractérise le développement technique en décrivant certaines mines à découverte du Trust VEB. TAKRAF, nationales et étrangères, équipées avec des convoyeurs à bande et en traitant, sous l'angle de la critique, les résultats économiques et les données relatives au produit final, considérées du point de vue du constructeur. Le sujet principal concerne les travaux présents et futurs et la discussion des points les plus importants dont il faut tenir compte en vue de la demande à l'échelon national, ainsi que les conditions marginales de fonctionnement et les parties composantes de l'installation. Celles-ci comportent, en particulier, la courroie proprement dite, les tambours d'entraînement et de contrainte, les réducteurs de vitesse, les rouleaux porteurs, les longueurs de tronçons de bande, les stations motrices, les stations de retour, les dispositifs spéciaux aux points de chargement ou de transfert, les dispositifs de nettoyage de bande, l'équipement électrique, etc.

IND. **E 20** Fiche n° **52.855**

F.L. WILKE. Modelluntersuchungen über die automatische Steuerung der gleisgebundenen Hauptstreckenförderung. *Etudes sur modèle relatives au problème de la commande automatique du roulage principal sur rails au fond.* — **Glückauf-Forschungshefte**, 1969, juin, pp. 125/133, 2 fig.

L'auteur expose une méthode de simulation qui, au moyen d'une étude de modèle à échelle réduite, permet, pour un roulage sur rails au fond de dimension et de schéma techniques donnés, de déterminer la forme d'organisation de commande automatique qui, malgré les mesures relativement peu onéreuses prises en vue d'accroître la capacité, garantirait un fonctionnement sans incident du système de roulage. Le modèle utilisé tient compte du caractère stochastique de la plupart des paramètres décisifs et couvre le domaine qui s'étend depuis l'issue du chantier de production jusqu'à l'entrée à l'atelier de préparation mécanique. Le traitement d'un exemple concret d'exploitation, réalisé à la mine de fer de Kiruna,

fait apparaître les possibilités d'application de ce procédé, ainsi que la fiabilité des résultats déterminés. Par la forme d'organisation que le procédé permet de déduire, on peut renoncer à la mise en œuvre d'installations supplémentaires de recueil et de transmission des informations dans le réseau des voies, installations qui n'auraient apporté qu'une amélioration relativement minime du roulage. Le procédé décrit doit encore, être étendu, dans une certaine mesure. Aucune limite ne s'oppose à son champ d'application.

IND. **E 53** — Fiche n° **52.655**

U. ERDEM et L. FINKELSTEIN. An investigation into « guided radio » propagation in coal mine workings. *Une recherche sur la propagation par ondes radio guidées dans les charbonnages.* — **Mining and Minerals Engineering,** 1969, juin, p. 34/38, 8 fig.

Un système de radio guidée consiste en un émetteur et un récepteur employant des fréquences de la bande de 100-500 kHz, l'émetteur étant connecté par un enroulement ou une antenne à un câble, un rail ou un tuyau courant le long des voies d'une mine. Le récepteur y est connecté de même manière de sorte que des communications peuvent ainsi être établies sur plusieurs kilomètres. Le retour du circuit peut se faire par un conducteur analogue ou par la terre. L'article expose les conditions dans lesquelles un tel système de communications par radio peut être établi dans la mine et en présente l'analyse mathématique. Il rend ensuite compte d'une série de recherches qui ont été effectuées avec un appareillage expérimental, émetteur et récepteur, dans le fond d'un charbonnage et à la surface. Des diagrammes ont été établis en relevant les forces électromotrices induites à des distances variables et le long de conducteurs mis à la terre aux deux extrémités. L'analyse des résultats obtenus montre l'importance de la nature du conducteur et surtout de sa connexion avec la terre. Différentes conclusions d'ordre pratique sont également à retenir pour l'efficacité des communications souterraines par radio.

IND. **E 54** — Fiche n° **52.611**

W. RAETZ. Entwicklung und Anwendung fehlersicherer eigensicherer Meldeeinrichtungen. *Développement et application de dispositifs d'information de sécurité intrinsèque et infaillibles.* — **Glückauf,** 1969, 29 mai, p. 506/508, 6 fig.

L'auteur expose l'intérêt de développer un dispositif de commande et de contrôle présentant une sécurité intrinsèque et une fiabilité de fonctionnement vis-à-vis d'influences extérieures. Un tel dispositif sera réservé, en premier lieu, à des tâches importantes de commande, de contrôle et d'information, dans lesquelles suite à une avarie de la ligne des conducteurs, un processus de mise en circuit inadmissible peut en déclencher l'action. Un dispositif satisfaisant à ces exigences a été développé par la Bergbau-Forschung GmbH, comme élément de couplage. Après une description détaillée du circuit, l'auteur met l'accent sur les applications possibles de l'engin dans les contrôleurs de bande, dans les contrôleurs d'aérage, pour la commande, le contrôle et la signalisation dans les tailles à remblayage pneumatique, de même que dans les commandes des rabots et convoyeurs blindés de taille, ainsi que des transporteurs à bande des voies d'exploitation.

Biblio. 3 réf.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. **F 22** — Fiche n° **52.828**

M.L. BOWSER et W.E. THOMAS. Bureau of Mines portable recording methanometer. *Le méthanomètre enregistreur portatif du Bureau of Mines.* — **U.S. Bureau of Mines R.I.** n° 7270, 1969, juillet, 6 p., 3 fig.

Le Bureau of Mines a mis au point un type de méthanomètre qui enregistre en continu, sur bande de papier, la concentration du CH^4. L'organe sensible au méthane est un élément de résistance, chauffé électriquement à sa surface, qui catalyse l'oxydation du méthane. Cet élément est une des branches du pont de Wheatstone; la résistance nécessaire à l'équilibre du pont est sensiblement proportionnelle à la concentration en volume du méthane, au voisinage de la tête sensible. Le voltage à la sortie du pont est amplifié par un amplificateur statique solide et le signal amplifié est enregistré sur une bande de papier. Le déroulement régulier de celle-ci peut être commandé, soit par un moteur à ressort-spirale remonté à la main, soit par un moteur électrique alimenté, sous basse tension, par une batterie d'accus. Dans les deux cas, le méthanomètre est portatif et de sécurité vis-à-vis du grisou.

IND. **F 24** — Fiche n° **52.703**

S. SCHENK. Die Bedeutung der Ausgasung für Hochleistungsstreben. *L'importance du dégazage dans le cas des tailles à forte production.* — **Glückauf,** 1969, 12 juin, p. 535/540, 1 fig.

Les limites du dégazage qu'il est possible d'établir actuellement pour des tailles à grosse production (pouvant atteindre de 3.600 à 4.500 t/jour), se situent entre 4 et 3 m^3 CH^4/t, correspondant à 1 % de grisou dans le retour d'air et 3 m/s de vitesse du courant d'air. Le fait de porter la teneur en CH^4 permissible à 2 %, déplace les limites mentionnées entre 9 et 6 m^3 CH^4/t. Si

dans le planning d'exploitation à long terme, on procède, en tant que moyen pratique de lutte contre le grisou, à un dégazage préalable systématique du panneau de couche à exploiter, on peut atteindre, par cette mesure, même dans les charbons gras, des caractéristiques de dégagement grisouteux très faibles lors de la phase d'exploitation. Le planning d'exploitation à long terme associé à la considération du dégazage préalable appliqué au champ d'exploitation imparti au siège permet de reconnaître le domaine dans lequel se développeront les tailles à grosse production. De plus, l'organisation de la taille doit être établie telle que, grâce à une répartition appropriée du régime de la production au cours de la journée, les pointes de production et de dégagement grisouteux soient évitées. En plus du dégagement de grisou, il y a d'autres avantages techniques. L'auteur souhaite : 1) qu'une recherche en matière du dégazage préalable à l'exploitation par tailles à grosse production ne reste limité qu'à des cas exceptionnels - 2) que leur développement soit davantage favorisé en tant que mesures de planification et d'organisation de la taille.

Biblio. 7 réf.

IND. **F 40** Fiche n° **52.677**

G. DEGUELDRE et M. VANSTRAELEN. La lutte contre les poussières dans les charbonnages belges. Situation au début de l'année 1968. *De stofbestrijding in de Belgische kolenmijnen. Toestand in het begin van het jaar* (texte bilingue). — **Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines,** 1968, 3me trimestre, p. 166/180, 2 fig.

La présente communication donne une vue d'ensemble des méthodes de lutte contre les poussières suivies dans les charbonnages belges au début de l'année 1968. Les renseignements statistiques communiqués par les charbonnages sont rassemblés sous forme de tableaux. La longueur et la production des tailles traitées par les procédés classiques : arrosage, havage humide, injection d'eau en veine, piqueurs à pulvérisation d'eau, sont renseignées avec des précisions sur l'emploi simultané de plusieurs de ces techniques. On indique également le nombre de travaux préparatoires au rocher et l'utilisation qu'on y fait des techniques de lutte contre les poussières adoptées en pareil cas.

IND. **F 54** Fiche n° **52.674**

J. BROUWERS, J. PATIGNY et F. LAVENNE. Critères de sélection pour le travail à hautes températures. — **Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines,** 1968, 3me trimestre, p. 139/149, 2 fig.

Ce travail confirme l'utilité de la mesure de la $\dot{V}_{O2,170}$ par kg de poids corporel en climat normal comme moyen de sélection de sauveteurs pour l'entraînement aux hautes températures. La valeur de 35 ml/min et par kg proposée précédemment par Lavenne et Belayew a été confirmée.

Une $\dot{V}_{O2,160}$ par kg de 32 ml/min et une $\dot{V}_{O2,150}$ par kg de 30 ml/min peuvent aussi servir de critère de référence. Elles sont tout aussi précises et discriminantes que la $\dot{V}_{O2,170}$ par kg. Elles ont de plus l'avantage d'exiger un effort moins important et de plus courte durée. Le paramètre constitué par le produit du poids corporel par la fréquence cardiaque pour un effort donné de 90, 120, 150 et 180 W, permet une discrimination des sujets les catégories I et IV aussi valable que la mesure des $\dot{V}_{O2,170}$, $\dot{V}_{O2,160}$ et $\dot{V}_{O2,150}$ par kg. Il a le grand avantage de ne pas recourir à la mesure de la consommation d'oxygène au cours de l'effort et rend la méthode à la fois plus courte et plus facile à appliquer.

Résumé de la revue.

IND. **F 54** Fiche n° **52.675**

J. BROUWERS et F. LAVENNE. Détermination de l'aptitude au travail à la chaleur à partir d'efforts réalisés en ambiance normale. — **Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines,** 1968, 3me trimestre, p. 150/158.

Les auteurs étudient le comportement à l'effort, en ambiance normale, de 20 ouvriers mineurs dont l'âge est en moyenne de 35 ans environ, divisés en deux catégories suivant leur comportement lors d'un exercice de 100 min à t_s 40 °C et t_h 30 °C. L'exercice se fait en position assise sur bicyclette ergométrique de Fleisch; l'effort débute à 90 W, sans période d'échauffement, et la charge augmente de 30 W toutes les 2 min jusqu'à l'abandon. L'épreuve dure en moyenne 13 min et est plus courte que dans les expériences précédentes. Le but de ce travail est de trouver, à l'occasion d'un effort réalisé en ambiance normale, le maximum d'éléments qui permettent de sélectionner les sujets les plus aptes aux travaux à températaure élevée. Différents paramètres circulatoires et respiratoires sont envisagés au cours de l'effort, à l'abandon et au début de la période de récupération. On suit également les variations de poids, de la température rectale et cutanée, ainsi que de la pression artérielle avant et après l'effort. Seuls deux paramètres basés sur l'évolution de la fréquence cardiaque au cours de l'effort sont retenus, ils constituent l'un et l'autre de bons critères de sélection et sont équivalents pour juger de l'aptitude d'un sujet. D'une part, une $\dot{V}_{O2,170}$, une $\dot{V}_{O2,160}$, une $\dot{V}_{O2,150}$, une $\dot{V}_{O2,140}$ ou une $\dot{V}_{O2,130}$ par kg de poids corporel respectivement supérieures à 36, 34, 30,5, 28 et 24,5 ml/min, per-

mettent de choisir les sujets qui ont le meilleur comportement aux hautes températures. Les valeurs trouvées dans ce travail pour les $V_{02,170}$, $V_{02,160}$ et $V_{02,150}$ par kg sont un peu plus élevées que celles obtenues dans des travaux antérieurs. D'autre part, le paramètre, constitué par le produit du poids corporel par la fréquence cardiaque mesurée à divers paliers de l'effort, est aussi discriminant que le premier, mais a l'avantage d'être plus simple et de ne pas exiger la mesure de la consommation d'oxygène. L'étude des paramètres ventilatoires, des variations de poids, de la température rectale et cutanée, de la pression artérielle ainsi que de la fréquence cardiaque au cours de la période de récupération n'ont pas d'utilité en tant que critères de sélection de sauveteurs destinés à s'entraîner aux hautes températures.

Résumé de la revue.

IND. **F 54** Fiche n° **52.676**

G. BELGE, F. PIRNAY, J.M. PETIT, A. HAUSMAN et R. DEROANNE. Influence du refroidissement de l'air inspiré sur le comportement de l'homme au cours d'exercices musculaires exécutés à température élevée. — **Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines,** 1968, 3me trimestre, p. 159/165, 3 fig.

L'influence du refroidissement de l'air inspiré au cours d'exercices musculaires sur tapis roulant exécutés à température élevée est vérifiée chez quatre sujets adultes de sexe masculin. Les améliorations physiologiques constatées (fréquence cardiaque - température centrale) sont de faible importance. Le bénéfice supérieur relaté par certains auteurs est discuté.

Résumé de la revue.

IND. **F 60** Fiche n° **52.618**

W.B. JAMISON. Zeroing in on the mine-fire problem. *Vers la solution du problème des incendies miniers.* — **Coal Age,** 1969, avril, p. 104/112, 7 fig.

L'article aborde le problème des incendies miniers sous un point de vue général : prévention, utilisation des fluides hydrauliques ininflammables, classification des incendies miniers. Trois classes comprennent : A. Incendies de matières solides (charbon, caoutchouc, bois, etc.) - B. Liquides inflammables - C. Arcs électriques. Les agents d'extinction sont examinés : eau, phosphate ammonique, bicarbonate de potassium, acide carbonique; ils sont comparés et le matériel utilisé pour leur emploi est étudié. Plusieurs cas sont envisagés, au point de vue des mesures à prendre pour la prévention des incendies : machines ou équipement normalement surveillés (exemple : machines de tailles), ou non surveillés (exemple : têtes de convoyeurs et autres équipements automatisés) ; d'autre part, l'eau peut être distribuée à l'endroit désiré ou bien ne pas l'être. Chacun de ces cas est examiné avec suggestion des moyens de prévention et de combat appropriés. L'emploi de mousse à haut pouvoir d'expansion est mentionné et certains procédés sont indiqués comme pouvant être utilement appliqués à l'avenir : thermostats et détecteurs d'ionisation notamment, capables de constituer des avertisseurs très sensibles.

IND. **F 60** Fiche n° **52.851**

H. MUENZNER et W. PETERS. Ergebnisse neuerer Untersuchungen über das Selbstentzündungsverhalten von Steinkohlen. *Résultats de récentes études sur le comportement à l'auto-inflammation des houilles.* — **Erdöl und Kohle,** 1969, juin, p. 334/337, 9 fig.

Les auteurs étudièrent un grand nombre de types différents de charbons conformément à la méthode appliquée pour caractériser les charbons du point de vue combustion spontanée, c'est-à-dire en mesurant la vitesse d'oxydation à la température de 40 °C. Ils trouvèrent qu'on peut classer les divers charbons selon une échelle du degré d'aptitude à l'auto-inflammation, basée sur la vitesse d'oxydation isothermiquement mesurée à 40 °C, un certain temps après le début d'oxydation, à condition que la loi, à savoir que la vitesse de consommation d'oxygène décroît avec le temps, soit la même pour tous les types de charbons. Toutefois, certains charbons, spécialement ceux à faible teneur en matières volatiles, ne satisfont pas à cette loi à la température de 40 °C, en raison de certaines caractéristiques de leur système structurel de pores et de leur sorption physique de O_2. On constate, par ailleurs, que les épreuves effectuées à la température de 60 °C accusent une meilleure coïncidence que celles à 40 °C. L'article discute, par après, les relations qui existent entre vitesse d'oxydation, teneur en M.V., surface interne, porosité et température d'inflammation.

H. ENERGIE.

IND. **H 402** Fiche n° **52.636**

T. LEARDINI. L'exploitation de l'énergie géothermique. — **Revue Française de l'Energie,** n° 210, 1969, avril, p. 330/336, 2 fig.

Après avoir tracé l'historique de la mise à profit de l'eau chaude ou de vapeur d'eau d'origine géothermique en Italie, l'auteur expose les conditions d'existence d'un réservoir, ainsi que les étapes successives de son exploitation industrielle. La voie a été tracée en Italie dès 1960 par la mise en service des centrales de Larderello où les champs géothermiques produisent de la vapeur surchauffée ayant une température qui va de 180

à 220 °C à la pression de 4,5 atm à l'entrée des turbines. A l'heure actuelle, 34 centrales électriques de ce type fonctionnent en Italie, totalisant une puissance installée de 357 millions de watts. L'expérience d'exploitation qui porte déjà sur plusieurs années a démontré que l'incidence du coût de l'énergie primaire, c'est-à-dire du coût de la vapeur naturelle sur le kWh produit par une centrale géothermique, est fort inférieure à celle du combustible sur le kWh produit par une centrale thermique classique. Le « Centre d'Etudes Géothermiques » de Pise a pour objectif un programme de recherches des ressources nouvelles sur le territoire national; il sera ultérieurement développé et mis à la disposition de la communauté internationale.

IND. **H 501** Fiche n° **52.608**

H. HARTWIG. Wirtschaftliche Grenzen bei der Substitution von Druckluft durch elektrische Energie im Bergbau. *Les limites de l'économie lors de la substitution de l'air comprimé par l'énergie électrique dans les mines.* — **Glückauf,** 1969, 29 mai, p. 497/500, 2 fig.

En raison de la supériorité économique de l'énergie électrique, le nombre d'utilisateurs d'air comprimé dans les travaux du fond se réduit chaque jour davantage. Ce processus, en principe, est correct et apporte les avantages de coût escomptés lorsqu'après électrification des consommateurs d'air comprimé, on adapte également les compresseurs et le réseau de distribution aux nouvelles conditions. Cependant plusieurs raisons excluent ou reportent, à une échéance plus lointaine, l'établissement d'un nouveau compresseur moins puissant et l'adaptation du réseau de distribution. En pareil cas, des limites économiques non équivoques sont imposées à la substitution d'énergies, car lors de la non-adaptation des installations industrielles existantes, les conditions de quantité d'énergie convertible et de coût de l'énergie diminuent toujours à mesure que la consommation globale d'air comprimé se réduit. Ces décalages et reports ont des raisons qui les motivent. Lorsqu'on sort des limites économiques dans la substitution d'énergie, les avantages escomptés du point de vue des dépenses d'énergie n'apparaissent pas et les investissements consacrés à la conversion restent improductifs; c'est pourquoi toute substitution de l'air comprimé par l'électricité, compte tenu des décalages et reports mentionnés, est étroitement contrôlée par un plan systématique préalablement établi.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES.

IND. **I 03** Fiche n° **52.791**

D. LEININGER, R. KOEHLING et W. ROESNER. Ist die gegenwärtige Kostenrechnung in Steinkohlenaufbereitungsanlagen noch zeitgemäss? *Le calcul actuel du prix de revient des installations de préparation mécaniques de la houille est-il encore à la hauteur du progrès ?* — **Glückauf,** 1969, 26 juin, p. 586/590.

Après des considérations fondamentales sur le calcul des prix de revient des installations de préparation mécanique du charbon, les auteurs fournissent certains éclaircissements concernant la définition et la constitution des « centres de coût » et motivent la nécessité de démembrer et de classifier les divers postes du prix de revient d'une manière plus poussée. Ils discutent et critiquent, d'une part, le système comptable de calcul B.K.S.S. (Bergbau - Kosten - Standard - System), instauré d'une manière quasi générale dans les charbonnages de la Ruhr dès 1947 et, d'autre part, toute une série de projets préconisés pour l'établissement uniformisé des coûts de revient des triages et lavoirs à charbon. Les auteurs traitent en détail de la « préparation mécanique » des « Directives d'application du plan comptable de l'exploitation houillère ». Ils aboutissent à la conclusion qu'il n'est guère possible de satisfaire les exigences formulées en matière des coûts de revient des ateliers de préparation du charbon, au moyen des plans comptables actuellement connus.

IND. **I 10** Fiche n° **52.644**

O. KUFNER. Neuerungen in der Erz- und Steinzerkleinerung mit wirtschaftlichem Vergleich zu alten Methoden. *Nouveautés en matière de broyage et de concassage de minerais et de pierres, avec comparaison de leur économie par rapport aux anciennes méthodes.* — **Montan-Rundschau,** 1969, mai, p. 110/116, 4 fig.

Les nouveaux appareils de comminution exposés à la foire industrielle Bauma 1968 à Hanovre font l'objet d'une étude comparative par rapport aux types classiques. Les aspects suivants sont présentés : 1) Concasseurs à fines - 2) Concasseurs à gros fragments - 3) Importance, pour l'avenir, de la mise en œuvre des nouveaux types de matériel - 4) Importance du choix d'un appareil de comminution approprié - Directives pour ce choix - 5) Avantages et inconvénients des types de concasseurs usuels : a) Concasseurs à mâchoires - b) Concasseurs giratoires - c) Broyeurs à marteaux - d) Concasseurs à tambours cylindriques - e) Tubes broyeurs à barreaux ou à grilles (pour pulvérisation fine).

IND. **I 37** Fiche n° **52.748**

V. HENCL. Influence des paramètres variables sur le procédé de séparation magnétique dans l'eau des minerais faiblement magnétiques. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1969, mai, p. 431/442 (y compris discussion), 7 fig.

Communication présentée aux Journées d'Etudes de la Section de Minéralurgie. Saclay, 24 et

25 octobre 1968. - La séparation magnétique à haute intensité, propre aux substances peu magnétiques, peut se faire à sec ou dans l'eau. Jusqu'à ces derniers temps, les deux manières présentaient des avantages et des inconvénients réciproques. L'utilisation du principe des « corps induits », qui consiste à créer un champ magnétique avec l'aide de corps induits distribués entre les pôles, a permis d'obtenir des gradients du champ beaucoup plus importants que dans les séparateurs conventionnels. Ceci donne de l'intérêt à la séparation dans l'eau, dont l'inconvénient majeur résidait dans l'insuffisance des forces magnétiques devant celles de la résistance du fluide au mouvement des fines particules. Il convient de régler un certain nombre de paramètres en vue d'obtenir le meilleur rendement. Le séparateur ne travaille pas à niveau de pulpe constant, ce qui conduit à un entraînement des produits séparés dans d'autres produits; il faut donc un traitement à plusieurs étages. L'intensité du champ agit sur le rendement et non sur la qualité des produits, alors que la vitesse périphérique agit surtout sur cette qualité. Il ne faut pas dépasser une valeur limite pour le passage de la pulpe dans la zone de séparation. Il faut aussi un dosage optimum pour l'eau de lavage pour améliorer la qualité du produit magnétique. La forme et la qualité des substances induites dans la zone de séparation modifient indifféremment la qualité des produits magnétiques et le rendement. Le débit de l'installation est affecté par la granulométrie de l'alimentation et la nature des corps induits. Ce débit peut être très élevé et la consommation de courant faible. Une fois les paramètres optima choisis, il faut les maintenir strictement.

Biblio. 9 réf.

Résumé de la revue.

IND. **I 37** Fiche n° **52.750**

A. BULLET. Eléments d'une étude expérimentale du séparateur magnétique à rotor induit et à haute intensité de champ. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1969, mai, p. 455/465 (y compris discussion), 11 fig.

Communication présentée aux Journées d'Etudes de la Section de Minéralurgie. Saclay, 24 et 25 octobre 1968. - Une étude de la séparation magnétique à haute intensité a été réalisée à Metzange depuis 1962. L'auteur, après avoir défini les différentes catégories de substances magnétiques et le principe du séparateur, indique les résultats des mesures du champ effectuées dans la zone de travail. La zone de « rétention » est celle où le champ est hétérogène; cette hétérogénéité, à forme de pièce polaire donnée, est fonction de l'intensité du courant et, à courant donné, dépend de la forme de la pièce polaire. *Résultats acquis sur minerai lorrain broyé à 315μ et débourbé à 40μ.* A concentré de teneur constante, la récupération croît avec l'intensité du courant. Elle augmente aussi de 25 % (de 65 à 90 %) si l'entrefer diminue depuis 2,25 mm à 1,5 mm. Pour bénéficier de l'avantage de ces très faibles entrefers, il serait indispensable d'avoir un rotor présentant une flèche extrêmement faible. L'usure des rotors peut d'ailleurs produire aussi des effets divers sur le champ dans l'entrefer. Industriellement, il faut se garder d'utiliser un entrefer trop faible. Si la séparation magnétique n'a pas encore acquis la considération de certains procédés tels que la flottation, c'est parce que les propriétés magnétiques des corps sont encore insuffisamment connues, les possibilités des appareils pas complètement élucidées et que l'opération consiste encore à trier deux produits seulement.

Résumé de la revue.

IND. **I 37** Fiche n° **52.751**

P. SEYER. Utilisation de fonctions économiques pour caractériser les séparations magnétiques de minerais de fer. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1969, mai, p. 466/470.

Communication présentée aux Journées d'Etudes de la Section de Minéralurgie. Saclay, 24 et 25 octobre 1968. - Cette étude est un complément aux deux communications précédentes. L'auteur exprime son point de vue sur l'utilisation de fonctions économiques et du calcul statistique pour l'étude de la marche des séparateurs magnétiques, non seulement dans les ateliers industriels, mais aussi au laboratoire, le but recherché, celui de la meilleure valorisation d'un tout-venant, étant de trouver les conditions de traitement rendant maximum l'excès de la valeur du ou des concentrés produits sur les frais de traitement. Il donne ensuite des exemples d'application aux études de laboratoire de M. Ivanier et la marche à suivre pour l'étude économique du fonctionnement d'un atelier industriel.

Résumé de la revue.

IND. **I 9** Fiche n° **52.745**

M. WANIN, A. KOHN, A. HETTLER et P. JAVELLE. Contribution à la connaissance de quelques propriétés physico-chimiques de la limonite de Lorraine. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1969, mai, p. 392/406 (avec discussion), 6 fig.

Communication présentée aux Journées d'Etudes de la Section de Minéralurgie. Saclay, 24 et 25 octobre 1968. - L'étude des techniques d'enrichissement des minerais limonitiques de Lorraine par flottation nous a conduits à étudier quelques propriétés physico-chimiques de ces minerais. Ce travail a été réalisé avec la participation financière de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier. Des mesures d'adsorption d'ions

sodium, laurate et oléate, en fonction de la concentration et du pH de la solution, ont montré que ce phénomène obéissait à la loi de Freundlich. Un mécanisme de fixation est proposé pour expliquer des résultats qui ne correspondent pas à ce que la théorie classique permettait de prévoir. Les résultats de ces essais, qui comprenaient également des mesures de surface spécifique et de rétention d'eau, et des déterminations de quantités de collecteurs consommées durant la flottation, ont mis en évidence la structure extrêmement poreuse de la limonite (environ 5 fois plus que l'hématite). Cette propriété, défavorable dans le cas de l'enrichissement du minerai par flottation, peut être intéressante dans les traitements pyrométallurgiques.

Biblio. 11 réf.

Résumé de la revue.

K. CARBONISATION.

IND. K 116 Fiche n° **52.701**

K. LEMKE et K.H. KUBITZA. Erhöhen der Durchsatzleistung der Koksöfen durch Senken des Wassergehalte der Kokskohle. *Augmentation de la capacité des fours à coke par abaissement de la teneur en eau du charbon à coke.* — **Glückauf,** 1969, 12 juin, p. 523/527, 3 fig.

Parmi les mesures appliquées en vue d'accroître la capacité des fours à coke, il y a l'abaissement de la teneur en eau des charbons à enfourner. Si à cet effet il existe, au fond, la possibilité de limiter les teneurs en eau et en fines du charbon brut, on dispose, à la surface, des mesures suivantes : 1) homogénéiser le flux de charbon brut - 2) empêcher de nouveaux bris du charbon en le ménageant - 3) maintenir une faible teneur en matières solides dans l'eau du lavoir - 4) choisir correctement et mettre en œuvre des machines d'égouttage et centrifugeuses pour les fines et ultrafines. Il importe également de réaliser un dosage uniforme des constituants des mélanges de charbon à coke et d'empêcher les manifestations de ségrégation. C'est par le séchage thermique qu'on réalisa une réduction drastique de la teneur en eau. L'auteur calcule, pour divers rendements d'évaporation de l'eau, les dépenses spécifiques d'investissement et d'exploitation afférentes à cette opération. Il compare ensuite les dépenses d'investissement se rapportant à la production annuelle de coke supplémentaire visée par les mesures appliquées, ainsi que les dépenses d'investissement spécifiques propres aux mesures ressortissant à la technique de la cokéfaction. Le montant minimal des dépenses est atteint lorsqu'on peut augmenter la capacité de la cokerie par dépassement des fondations du four. S'il n'est plus possible d'appliquer cette mesure ou si on a déjà épuisé cette possibilité, il devient plus avantageux de procéder au séchage thermique du charbon à coke plutôt que d'accroître le nombre de fours. Il est certainement plus économique de sécher tout le charbon à coke à la cokerie, en exploitation continue (7 jours par semaine à raison de 23 heures par jour) plutôt que de ne sécher que les concentrés riches en eau, filtrés au lavoir, à raison de 5 jours par semaine et 15 heures par jour.

Biblio. 11 réf.

M. COMBUSTION ET CHAUFFAGE.

IND. M 6 Fiche n° **52.615**

X. Fly ash goes commercial. *La valorisation des cendres volantes.* — **Coal Age,** 1969, avril, p. 64/69, 5 fig.

A Hamilton, dans l'Ontario, on a installé à proximité d'une centrale électrique une station de valorisation des cendres volantes traitant 450 t/jour, avec 22 h de fonctionnement. Ces cendres légères, de compositions assez variables, peuvent donner environ 25 %, en poids, de « pouzzolane » à béton, 60 % de produits frittés, blocs, briques, réfractaires, préfabriqués, 1 à 2 % de carbone et 10 % d'oxyde de fer. L'installation sépare les différents éléments et comporte un four de frittage spécialement conçu pour la fabrication des agglomérés légers qui constituent le plus important débouché de l'entreprise. On a cherché à éviter un frittage poussé jusqu'à la fusion complète et au durcissement, et à réaliser plutôt une pelletisation avec agglomération conservant la légèreté aux produits. Ces produits trouvent un large emploi dans l'architecture.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 23 Fiche n° **52.760**

R.L. WILSON. Supervision on mechanized longwall faces. *Contrôle et surveillance des longues tailles mécanisées.* — **The Mining Engineer,** 1969, juillet, p. 579/586 (y compris discussion).

Bien qu'on n'ait cessé d'augmenter le nombre et l'importance des recherches et qu'on continue à dépenser beaucoup de temps et d'argent pour accroître la mécanisation de la production des longues tailles, on a accordé comparativement peu d'attention au contrôle et à la surveillance de ces mêmes tailles. En vue d'obtenir des performances maximales de la part de tout surveillant, il est nécessaire que le temps et les efforts de celui-ci s'appliquent aux activités clés qui rapporteront

le maximum de recettes. On a montré que ce qu'un surveillant fait effectivement, ce qu'il dit, ce qu'il fait, ce que son chef hiérarchique pense de ce qu'il fait et ce que la situation de la production demande qu'il fasse, sont souvent tout à fait différents. Le présent article, basé sur le rapport de la Peake Scholarship de 1965, considère en détail les activités de six chefs porions de taille et d'un conducteur au Royaume-Uni — ainsi que de trois chefs de quartier aux U.S.A., exerçant leurs fonctions dans des tailles comparables dans lesquelles un système de contrôle et de surveillance a été mis au point, sous des législations minières différentes. A partir de cette analyse, le rapport pose des questions telles que celle de savoir si un chef porion peut être considéré comme un conducteur de taille, du fait que pour une part tellement minime de ses activités, il est à même d'exercer une influence effective sur les opérations. L'information peut exercer un effet si elle est appropriée aux méthodes de production et aux règlements miniers et, si la direction est préparée à l'utiliser pour réexaminer sa conception du contrôle et de la surveillance.

IND. **P 30** Fiche n° **52.761**

D. BANISTER. The theory and practice of roster working. *La théorie et la pratique du régime de travail, en continu, avec rôle de prestation et de repos pour le personnel.* — **The Mining Engineer,** 1969, juillet, p. 587/600 (y compris discussion).

En dépit des améliorations substantielles réalisées en matière de productivité, le N.C.B. doit nécessairement prendre en considération toute possibilité d'amélioration. A mesure que le montant des capitaux investis dans les charbonnages s'accroît et que, parallèlement, le nombre du personnel occupé diminue, le « rendement du capital » entre davantage en compétition avec le rendement de la main-d'œuvre. Au cours des prochaines années, cette tendance orientera l'attention, d'une manière plus étroite qu'actuellement, vers la solution des problèmes qui empêchent la direction de l'entreprise d'utiliser au maximum l'ensemble des installations, des équipements et des machines, au cours de chaque poste, de chaque jour et de chaque semaine. C'est dans ce contexte que les aspects économiques du régime de la production du charbon à raison de 7 jours par semaine, comparé à celui de 5 jours par semaine, doivent continuer à faire l'objet d'études et d'analyses fouillées. Si, dans certains cas, il s'avère que la production continue est économiquement viable, ou même s'impose comme nécessité économique, il sera dans l'intérêt, à la fois de la direction et du personnel occupé, de trouver des solutions aux problèmes associés à l'introduction et au fonctionnement de systèmes de travail basés sur un rôle prédéterminé des jours de prestation et de repos des ouvriers. Dans la présente étude, l'auteur discute d'abord — tant sur le plan général que du point de vue particulier des charbonnages — des problèmes les plus importants concernant l'introduction et le mode de fonctionnement de tels schémas de rôle, et ensuite des informations y relatives. Pour terminer, on fait mention des expériences acquises par d'autres industries lourdes qui fonctionnent déjà selon de tels schémas et qu'on extrapole à l'industrie charbonnière.

Biblio. 21 réf.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. **Q 1104** Fiche n° **52.646**

O. HABEL et M. GEBAUER. Anwendung der elektronischen Datenverarbeitung bei der Projektierung von Tagebauen. *Application du traitement électronique des données lors de l'établissement des projets d'exploitations à ciel ouvert.* — **Bergbautechnik,** 1969, mai, p. 229/234.

Les auteurs donnent un compte rendu des expériences effectuées depuis 1965 à la Division « Charbon » de la VEB. PKB, à l'aide de la calculatrice électronique Elliot 503. Ils discutent en détail les programmes les plus importants élaborés à ce jour et passent en revue ceux qui sont disponibles dans les domaines de l'hydrologie, de la mécanique des sols et de l'économie. Ils consacrent un chapitre spécial au contrôle des données initiales. Pour terminer, ils considèrent certains auxiliaires capables de faciliter la récolte et l'enregistrement manuels de ces informations.

IND. **Q 1155** Fiche n° **52.606**

E. KARPETA. Ergebnisse der Rationalisierung im Ostrau-Karwiner Steinkohlenrevier. *Résultats de la rationalisation opérée dans le district houiller d'Ostrava-Karwina (O.K.).* — **Glückauf,** 1969, 29 mai, p. 485/490, 1 fig.

La production annuelle du bassin de O.K. n'a cessé d'augmenter jusqu'en 1965, année où elle se stabilise au niveau d'environ 22 Mio.t, en raison des mesures prises pour adapter la production à l'écoulement. Depuis 1965, on s'efforce : 1) de concentrer la production sur un petit nombre de puits et de tailles - 2) d'améliorer les indices techniques et économiques, en particulier les rendements. Une analyse des caractéristiques communes du développement du district de O.K. et de la Ruhr montre que, 7 ans après la Ruhr, le

bassin de O.K. connut les mêmes difficultés de débouchés. Ce n'est que depuis 1965 que, dans le bassin de O.K., les mesures réellement efficaces suivantes furent prises ou préconisées en vue d'harmoniser volume d'extraction et écoulement : 1) Amélioration des rendements et de la rentabilité par un écourtement de la durée du poste et par une diminution du nombre annuel des jours de travail - 2) Concentration au puits et à la taille par accroissement du taux de mécanisation et du taux d'utilisation des équipements - 3) Diminution des effectifs occupés dans tous les services du fond - 4) Rationalisation négative par une exploitation plus intense des couches puissantes aux dépens des couches minces - 5) Réduction de la quote-part des tailles en dressant et semi-dressant (de mécanisation difficile) en faveur des tailles en plateure - 6) Concentration des travaux de préparation avec augmentation simultanée de la productivité - 7) Economie de postes prestés dans les transports de charbon, stériles, personnel et matériel - 8) Diminution systématique du nombre d'accidents du travail. Le programme de rationalisation du bassin de O.K. a été établi jusqu'en 1975. Pour l'exécution de ces étapes successives, on utilisa les moyens de planification les plus modernes à l'aide d'installations électroniques pour le traitement des données. Les mesures de rationalisation prévues devraient assurer le caractère concurrentiel du charbon extrait du bassin de O.K. et ainsi la survie de ses sièges.

IND. Q 124 Fiche n° **52.634**

G. ROBERT. L'Europe, continent gazier. — **Revue Française de l'Energie,** n° 210, 1969, avril, p. 311/317, 6 fig.

Après avoir présenté les ressources énergétiques européennes et les conditions du marché de l'énergie en Europe, l'auteur procède, en particulier, à l'analyse des marchés industriels et domestiques du gaz. Esquissant la portée et les limites de l'exemple des USA, puis de la situation française, il conclut comme suit quant à l'avenir du gaz en Europe Occidentale qui semble bien se présenter sous un jour favorable. En effet, on peut penser que sa quote-part du marché de l'énergie pourrait être du même ordre de grandeur qu'en URSS ou aux USA, qui disposent non seulement de gaz naturel, mais aussi de ressources abondantes et bon marché de charbon et de pétrole, ce qui n'est pas le cas de l'Europe. Selon que l'on se réfère au modèle russe ou au modèle américain, la consommation européenne de gaz naturel pourrait actuellement être de 200 à 300 milliards de m^3/an. Si l'on se souvient que le volume de la consommation actuelle n'atteint pas 40 Ma de m^3, on mesure l'importance des développements qu'il est permis d'escompter. En comparaison avec de tels chiffres d'ailleurs, les prévisions actuelles pour 1975 paraissent encore modestes, puisqu'elles ne retiennent que 120 Ma de m^3. L'abondance des ressources gazières en Europe justifie pleinement de telles perspectives.

Imprimerie Robert LOUIS, s.p.r.l., rue Borrens 37-41 1050 Bruxelles
Drukkerij Robert LOUIS, p.v.b.a., Borrensstraat 37-41 — 1050 Brussel